

УДК 622.271.32
№ держреєстрації 0111U002812
Інв.№ _____

**Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Державний вищий навчальний заклад
«Національний гірничий університет»
(Державний ВНЗ «НГУ»)**

49005, м. Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19; тел./факс (0562) 47-32-09;
телекс 143457 "AGAT-SU"; E-mail: Shevchsergey@gmail.com

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи,
д-р техн. наук, проф.
_____ О.С. Бешта
" ____ " _____ 2012 р.

З В І Т

**Науково-технічні основи відкритої розробки нових буровугільних родовищ над
сольовими штоками (Північно-Західний Донбас)**

**РОЗРОБКА НОВИХ ТЕХНОЛОГІЙ ОРГАНІЗАЦІЇ І ПРОВЕДЕННЯ
ГІРНИЧИХ РОБІТ НА КОЖНОМУ ІЗ РОДОВИЩ
(проміжний)**

ГП-442

Начальник НДЧ,
канд. техн. наук, доц.

Р.О. Дичковський

Науковий керівник теми,
професор кафедри ВГР,
д-р техн. наук, проф.

А.Ю. Дриженко

2012

Рукопис закінчено 25 грудня 2012 р.

Результати цієї роботи розглянуто науково-технічною радою,
протокол №3 від «30» листопада 2012 р.

СПИСОК АВТОРІВ

Науковий керівник теми,
головний науковий співробітник,
д-р. техн. наук, проф.

Дриженко А.Ю.
(керівництво роботою)

Головний науковий співробітник,
д-р. техн. наук, проф.

Ропай В.А.
(розд. 2)

Старший науковий співробітник,
канд. геол.-мін. наук, доц.

Сафронов І.Л.
(розд. 1; Висновки)

Науковий співробітник

Шустов О.О.
(розд. 3; 4)

Молодший науковий співробітник

Гаврилов Є.А.
(розд. 4.1; 4.2)

Молодший науковий співробітник

Прилупенко С.С.
(розд. 2.2; 2.3)

Гірничий інженер

Стецюк В.І.
(розд. 3;4)

Фахівець I категорії

Носенко Л.А.
(побудова графіків,
номограм, рисунків)

У дослідженнях приймали участь студенти Дроздов О.В. (РРГ-10-7), Рикус А.С. (ГРГС-12-4), Черномаз О.І. (ГЛГр-09-3), Карамушка О.Г. (ГЛГр-09-3)

Нормоконтролер

Шломіна Л.С.

РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 95 стор., 34 рис., 8 табл., 17 джерел, 3 додатка.

Об'єкт дослідження: нові буровугільні родовища над сольовими штоками (Північно-Західний Донбас).

Мета роботи: створення методології і концептуальних підходів до екологічно безпечної технології з розробки родовищ бурого вугілля відкритим способом в умовах надсольових депресійних западин.

Використані методи: аналітична оцінка ресурсів буровугільних покладів, геологічний та інженерно-геологічний аналіз, системне і техніко-економічне обґрунтування показників добувних і розкривних робіт.

Результати НДР: Довивчені геологічні та інженерно-технічні особливості Бантишевського, Степківського і Берекського родовищ бурого вугілля. Встановлені їх геологічні будови, вугленосність та якість вугілля, загальні запаси і промислове значення. Наведена характеристика порід розкриву. На підставі концепції ефективного освоєння буровугільних покладів розроблена методика обґрунтування місця розміщення відходів гірничо-збагачувального виробництва в межах виділеного земельного відводу. Обґрунтовані виробнича потужність кар'єрів і черга введення їх до експлуатації. На підставі світової і вітчизняного досвіду добування бурого вугілля виконано аналіз систем його розробки з внутрішнім відвалоутворенням. Встановлена раціональна гірничотранспортна система кар'єрів, визначені її параметри. Виконано оптимізацію розміщення першочергових ділянок розробки родовищ та відсипки відвалів.

БУРЕ ВУГІЛЛЯ, СОЛЬОВІ ШТОКИ, ЯКІСТЬ І ЗАПАСИ ВУГІЛЛЯ, ПОРОДИ РОЗКРИВУ, ПОТУЖНІСТЬ КАР'ЄРІВ, ПАРАМЕТРИ РОЗКРИТТЯ ТА СИСТЕМИ РОЗРОБКИ

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 РОЗРАХУНОК ЯКОСТІ КОРИСНИХ КОПАЛИН І ПОРІД РОЗКРИВУ ДЛЯ ПЛАНУВАННЯ ВІДРОБКИ КАР'ЄРНИХ ПОЛІВ.....	7
1.1 Вугленосність, якість та технологічні властивості вугілля.....	7
1.2 Супутні корисні копалини. Склад, властивості та обсяги порід розкриву....	1
	3
2 ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ КОМПЛЕКСНОЇ МЕХАНІЗАЦІЇ РОЗКРИВНИХ РОБІТ.....	1
	6
2.1 Технологічна характеристика та конструктивні особливості виймально-навантажувального устаткування.....	1
	6
2.2 Тракторне виймально-транспортне устаткування.....	1
	9
2.3 Гідромеханізація виймальних робіт.....	2
	3
2.4 Технологічні параметри одноковшових екскаваторів.....	2
	8
2.5 Ланцюгові багатоковшові екскаватори.....	3
	3
2.6 Технологічні параметри роторних багатоковшових екскаваторів.....	3
	6
2.7 Шнекобурове виймання корисних копалин.....	4
	1
2.8 Виробнича продуктивність виймально-навантажувального устаткування	4
	5
2.9 Правила безпеки при проведенні виймально-навантажувальних робіт.....	4

	5
	8
3 ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ КАР'ЄРІВ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ЇХ ПАРАМЕТРІВ.....	5
	2
3.1 Схема транспортування бурого вугілля в системі гірничо-металургійного ви- робництва.....	5
	2
3.2 Гірничо-геологічна характеристика Бантишевського родовища бурого вугіл- ля.....	5
	4
3.3 Гірничо-геологічна характеристика Степківського родовища бурого вугіл- ля.....	5
	9
3.4 Гірничо-геологічна характеристика Берекського родовища бурого вугіл- ля.....	6
	3
3.5 Обґрунтування раціональної гірничотранспортної системи введення до експ- луатації кар'єрів Північно-Західного Донбасу.....	6
	6
4 ОПТИМІЗАЦІЯ РОЗМІЩЕННЯ ДІЛЯНОК ГІРНИЧО-ТРАНСПОРТНОЇ СИ- СТЕМИ ТА ВІЛВАЛІВ ПОРІД РОЗКРИВУ.....	6
	8
4.1 Технологічні схеми будівництва відвалів.....	6
	8
4.2 Обґрунтування параметрів відвалів порід розкриву.....	7
	4
4.3 Розміщення ділянок гірничотранспортної системи вугільних кар'єрів та від- валів порід розкриву.....	8
	4
ВИСНОВКИ	8

	6
	7
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	9
	0
ДОДАТОК А Акт про використання матеріалів дисертаційної роботи О.О. Шустова Інститутом “Гіпрококс” в проектній документації при виконанні «Техніко-економічного обґрунтування розробки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля відкритим способом»	9
	2
ДОДАТОК Б Витяг з протоколу засідання науково-технічної ради.....	9
	3
ДОДАТОК В Витяг з протоколу кафедри відкритих гірничих робіт.....	9
	5

ВСТУП

В 2012 р. розпочато першу стадію проектування металургійного комплексу з виготовлення металізованих залізних окатишів. Основним енергетичним носієм передбачено використання бурого вугілля з Ново-Дмитрівського родовища. Оскільки значна потужність порід розкриву на цьому родовищі передбачає строк будівництва кар'єру не менше 3 – 4 років, альтернативою на першочергове постачання палива можуть бути Бантишевське, Степківське й Берекське родовища, що розташовані поряд у промисловій зоні. Проте на цих родовищах проведено лише перший етап пошуково-розвідувальних робіт. Отримані дані дозволяють дати лише загальну оцінку цих родовищ, що не є достатнім для їх повної промислової економічної оцінки.

Метою роботи є створення методології і концептуальних підходів до екологічно безпечної технології з розробки родовищ бурого вугілля відкритим способом в умовах надсольових депресійних западин.

Дослідження базуються на даних геологорозвідувальних свердловин, що пробурені на площах Бантишевського, Степківського і Берекського родовищ та показників роботи гірничотранспортного обладнання, які досягнуті на діючих кар'єрах України і подібних до них буровугільних в Придніпров'ї. Для обмежених розмірів кар'єрних полів будуть проаналізовані та рекомендовані високопродуктивні гірничо-транспортні комплекси, експлуатація яких дозволить на фундаментальних засадах отримати високі техніко-економічні показники з високим рівнем безпеки для навколишнього середовища.

Наукова новизна досліджень полягає у вивченні гідрогеологічної ситуації на родовищі, обґрунтуванні значень стійких параметрів уступів по вугіллю та супутнім породам, що придатні для реалізації ефективних технологічних схем та експлуатації потужного обладнання з високою одиничною потужністю за принципово новими технологіями відповідно до складних гідрогеологічних умов родовища.

Дана робота виконується на підставі наказу Міністерства освіти і науки, молоді та спорту України № 1177 від 30.11.2011 р згідно розпорядження Державного ВНЗ “НГУ” № 422 від 22.12.10 р.

Початок виконання роботи – 01.01.2011 р. Закінчення – 31.12.2013 р.

1 РОЗРАХУНОК ЯКОСТІ КОРИСНИХ КОПАЛИН І ПОРІД РОЗКРИВУ ДЛЯ ПЛАНУВАННЯ ВІДРОБКИ КАР'ЄРНИХ ПОЛІВ

1.1 Вугленосність, якість та технологічні властивості вугілля

Відносно невеликі за масштабом і запасами буровугільні родовища над сольовими діапiрами, що розташовані поблизу потужного Ново-Дмитрівського родовища мають переважно прості гірничо-геологічні умови. Однак, кожне з них характеризується своїми геологічними особливостями та промисловими параметрами.

Бантiшевське родовище. Розташоване в долині невеликої річки Сухий Торць поблизу селища Бантiшево Слов'янського району Донецької області, та у 2 км від однойменної залізничної станції на перегоні Лозова – Слов'янськ. Приурочено до западини над сольовим діапiром, яка сформувалась в період еоцену, олігоцену та міоцену. Схили вирви круті (40 – 50°). Сама вона в плані представляє форму еліпсу витягнутого з південного сходу на північний захід. Розмір западини за контуром вугленосності 0,9×0,7 км. Глибина в центральній частині 260 – 270 м. В структурному відношенні родовище являє собою конседиментаційну мульду заповнену покладами бучакської, київської, харківської і берекської свит палеогену та полтавської свити неогену.

Пласти бурого вугілля пов'язані з покладами берекської та полтавської свит, представлені двома горизонтами і зафіксовані свердловинами №№1-Б, 5-Б, 13-Б, Б-24, Б-25, Б-27 і 947 на площі 0,7 км². **Верхній горизонт** (II пласт) в плані утворює еліпс розміром 0,73×0,75 км (0,55 км²), залягає на глибині від 9,5 м (свердл. 13-Б) до 35,3 м (свердл. 17-Б). За даними буріння, підтвердженими геофізичними дослідженнями, характеризується простою будовою і потужністю від 27,1 м в центрі депресії до 2,1 м поблизу бортів. Пласт підстиляється слабкоущільненими вуглистими пісками і перекритий світлими різнозернистими кварцовими пісками. За вмістом золи на суху речовину (15,1 – 23,6%) вугілля відноситься до середньозольних. Загальна сірка від 1,6 до 1,8% (малосірчаний). Вихід летючих речовин на горючу масу складає 5733 – 7565 ккал/кг.

З метою оцінки вугілля на вміст бітумів, смол та гумінових кислот для можливого використання його для отримання монтан-воску, у 1976 р. пробурені шість свердловин №№А-2630, А-2631, А-2632, А-2633, А-2634 і А-2635. В них було відібрано 65 секційних бороздових проб довжиною 1 м, які були досліджені за спеціальною ме-

тодікою в лабораторії Дніпропетровського хіміко-технологічного інституту. Окрім того, з рядових проб складено 6 збірних проб по кожному пласту перетину верхнього пласта, по яким проведено технічний аналіз та вихід екстракту на суху масу – бензольного та гексогенового [1].

Дослідження переконливо показали, що вугілля Верхнього пласта являє вельми цінну сировину для видобування монтан-воску. До того ж, розподіл бітуму у розрізі пласта практично рівномірний. При цьому, вихід бітумів *A* коливається від 5 – 6% (середній вміст) до 7 – 11%, що характеризує вугілля як високобітумінозне.

Ці обставини – високий вміст і рівномірне розподілення бітумів, визначають доцільність його розробки як сировини для екстракції монтан-воску. Це також підтверджує високий вихід бензольного екстракту (4 – 7%) в збірних середньопластових пробах по всім шести свердловинам. Вміст воску в бітумах бензольного екстракту коливається в межах 70 – 78%. Вміст смол в бітумах складає 22 – 29%. Основні показники якості екстракту наведені в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Показники якості бензольного екстракту

Розчинник	Вміст смол, %	Кисневе число	Число омилення	Ефірне число
бензол	25,7	45,6	82,4	36,0
гексан	12,42	39,8	85,5	45,7

Вихід смоли напівкоксування з вугілля Верхнього пласта досить високий 12,1 – 17,5%. Ці обставини, а також наведені вище дані, вказують на те, що вугілля Верхнього пласта придатне для хіміко-технологічної переробки. Таким чином вугілля Верхнього пласта придатне в якості:

- енергетичної сировини (середньо зольної і малосірчаної);
- для видобування монтан-воску;
- для хіміко-технологічної переробки.

Запаси вугілля підраховані за категорією C_2 і складають 4,1 млн т. Підраховані окремо запаси бітуму – 42 тис. т.

Нижній горизонт (пласт I) залягає на глибині від 21,6 м (свердл. 5-Б) до 77,8 м (свердл. 17-Б) має просту морфологічну будову і потужність від 3,0 до 6,7 м. За дани-

ми технологічного аналізу має такі показники: зольність на суху речовину 32,5 – 53,8% (середньо пластова 40,2%); сірка загальна від 2,1 до 6,8%; теплота згорання на горючу масу від 4666 до 6687 ккал/кг. Таким чином вугілля I пласта відноситься до високо зольних та середньо- і високо сірчаних, що ускладнює його використання в енергетичній галузі. Запаси вугілля I пласта (кат. C₂) складають 2,75 млн т. Загальні запаси Бантишевського буровугільного родовища 6,85 млн т.

Підсумовуючи наведені вище дані, приходимо до таких висновків: низький коефіцієнт розкриття (від 4,3 до 1,3 м³/т, середній 2,8 м³/т), висока якість вугілля Верхнього пласта, сприятливі гірничо-геологічні умови, вигідне географічне розташування поблизу залізничної станції Бантишево (2 км) та потужного Ново-Дмитрівського родовища (15 км) становить Бантишевське буровугільне родовище в категорію першочергових об'єктів для промислового освоєння.

Степківське родовище. Поклади бурого вугілля пов'язані з утворенням нижнього неогену (міоцен). Вони згруповані у 2 продуктивних горизонти, які корелюються з III і IV лінзами Ново-Дмитрівського родовища. В межах депресії простежені свердловинами №906, 907, 937, 946, 952, 960 та 7164 на площі більше 1 км².

Основний пласт складає контур розміром 1,45×0,7 км (1015 км²) та залягає на глибині від 131,7 м (свердл. №952) до 300,1 м (свердл. №960). Характеризується простою будовою та потужністю від 3,75 (№952) до 36,5 м (№960). З наведених даних витікає, що потужність покладу зростає з зануренням його на глибину. В 5 – 20 м нижче залягає прошарок бурого вугілля (0,5 – 1,95 м), який віднесено до Основного покладу.

За даними технічного аналізу вугілля відноситься до середньозольних. Зольність на суху речовину змінюється від 13,9% до 35% і знаходиться в зворотній залежності від його потужності. Вміст сірки загальної S^d 0,8 – 1,2%, вихід летючих на горючу масу V^d від 57,3 до 61,5%, теплота згорання вугілля від 4271 до 5689 ккал/кг. Середньопластова зольність складає 29,2%.

Складний пласт розташований стратиграфічно вище Основного і залягає в середній частині міоценових відкладень. Складається з 3 – 4 вугільних пачок розділених прошарками вуглистих глин та діатоміту. Максимальна потужність пласта зафіксована свердловиною №946 і складає 30,8 м, мінімальна в свердл. №906 – 2,05 м (табл. 1.2).

Площа розповсюдження пласта складає близько 1 км² (1,3×0,7 км), а глибина в центрі западини 214,2 м (свердл.№906) і змінюється до 119,9 м поблизу бортів (свердл. №952). Вугілля пласта відноситься до високозольних (22,9 – 38,3% на суху речовину). Вміст сірки загальної від 0,9 до 1,6%.

Таблиця 1.2 – Параметри залягання пластів Степківського родовища

№№ свердл.	Глибина підшви основного пласта, м	Потужність основного пласта, м	Глибина підшви складного пласта, м	Загальна потужність складного пласта, м
906	299,2	35,0	214,2	2,05
907	162,0	9,0	123,3	2,7
937	171,0	19,7	130,3	13,5
946	237,5	24,5	181,5	30,8
950	59,2	1,2	–	–
952	131,7	3,8	119,9	4,25
960	300,1	36,5	233,6	10,4
7164	62,2	4,6	–	–
Середня потужність вугільних пластів, м	16,2		10,6	

Берекське родовище. Розташоване в межах Барвенківського району Харківської області між селами Петрівське на заході і Велика Комишуваха на сході (рис. 1). В орграфічному відношенні являє собою заболочену пойму р. Берека з численними озерцями та затоками. Має простягання з південного сходу на північний захід, розмірами 5,7×2,6 км і загальну площу 15 км². Як і попередні, Берекське родовище пов'язане з депресійною вирвою над діапіром девонської солі і формувалось за тими ж законами, що Бантишевське і Степківське. Глибина депресії 300 – 340 м. Дно депресії представлене брекчією потужністю 80 – 100 м, яка складена уламками порід верхнього палеозою. Корінні борти мають нахил 60 – 70° і складені породами верхнього карбону та нижньої і верхньої пермі. Сама депресія заповнена кайнозойськими покладами у складі бучакської, київської, харківської і берекської свит палеогену та полтавської свити неогену [2].

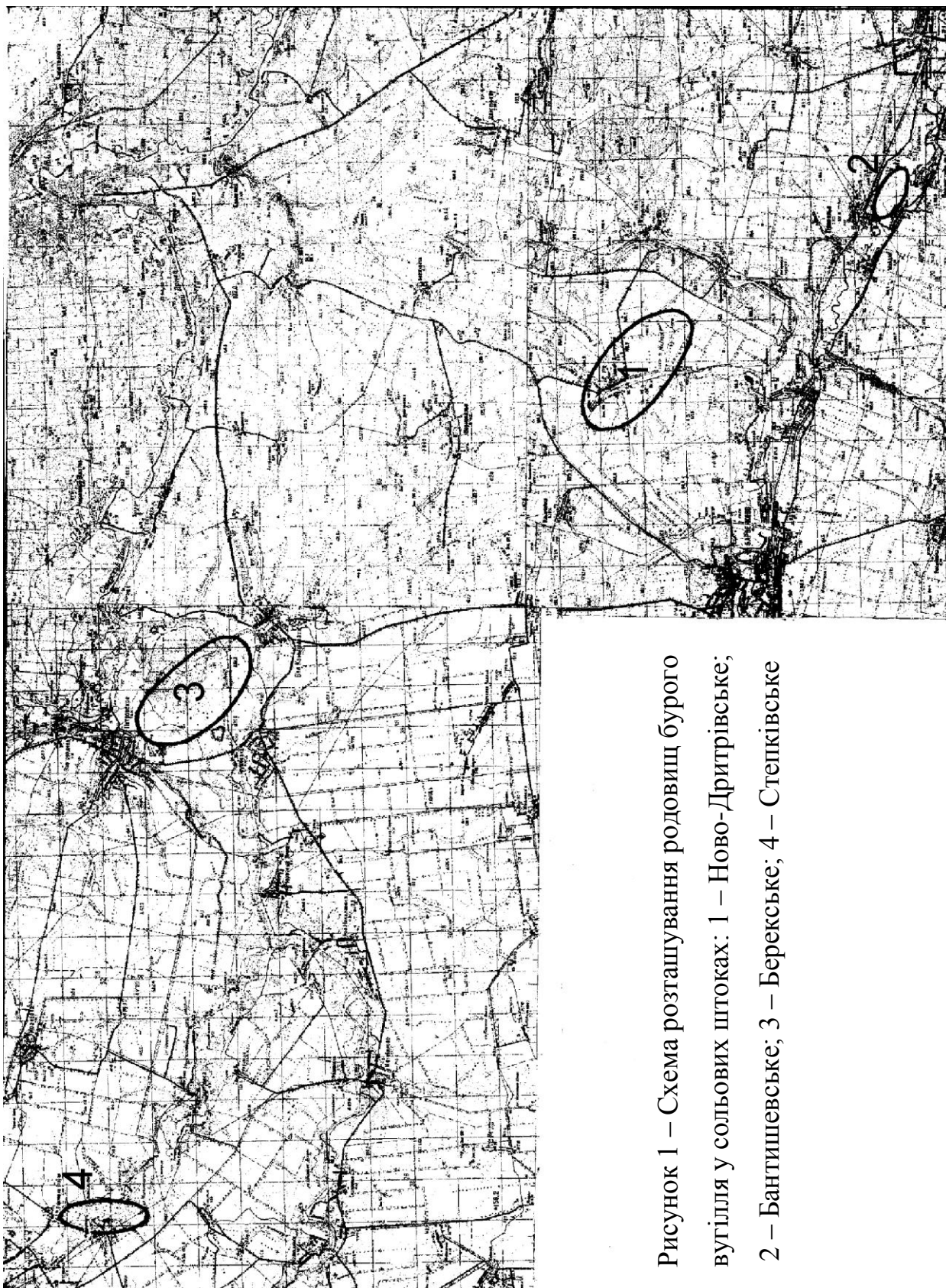


Рисунок 1 – Схема розташування родовищ бурого вугілля у сольових штоках: 1 – Ново-Дригирівське; 2 – Бангигішевське; 3 – Берекське; 4 – Степківське

За даними технічного аналізу 19 вугільних проб по свердловині №900 (табл. 1.3) та двохста аналізів з інших свердловин буре вугілля Берекського родовища віднесено до категорії середньо- (18 – 20%) та високозольного (30 – 40%) з прошарками вуглисті глини (45 – 60%), низькосірчаного (0,8 – 3,1%) з теплою згорання від 5884 до 6798 ккал/кг.

Таблиця 1.3 – Технічний аналіз бурого вугілля Берекського родовища

№свердл.	Глибина	W^a	W^p	A^a	A^d	Об'ємна вага
900	230,0 231,6 231,6	11,0	44,4	23,1	25,9	1,32
–	232,6 232,6	8,5	40,2	40,1	43,8	1,35
–	233,6 233,6	7,1	56,8	47,4	50,9	1,17
–	234,6 234,6	10,9	50,2	18,2	20,4	1,21
–	235,6 235,6	11,9	52,6	16,6	18,8	1,22
–	236,0	11,6	51,0	20,9	23,7	1,12
–	248,0 71,9	10,8		26,4	28,9	–
–	72,9 72,9	9,3	59,4	23,2	25,5	1,18
–	73,4 73,9	7,3	–	44,1	47,5	–
–	74,1 164,0	5,5	–	42,3	44,8	–
–	165,0 165,0	10,7	48,0	29,9	33,5	1,30
–	166,0 166,0	11,2	46,6	29,8	33,6	1,41
–	167,0 167,0	10,0	45,2	33,4	36,8	1,33
–	168,0 168,0	7,9	43,4	45,4	49,3	1,42
–	169,0 169,0	4,7	60,0	68,7	32,1	1,38
–	170,0 170,0	7,1	56,0	49,8	53,6	1,38
–	171,0 171,0	5,4	58,4	60,8	64,3	1,21
–	172,4 174,3	8,6	49,0	34,1	37,2	1,24
–	175,6	8,7	47,4	37,5	41,1	1,26

Глибина залягання Нижнього горизонту в центральній частині депресії складає 220 – 236 м. В напрямку бортів вона зменшується до 18 – 20 м, а самі пласти генетич-

но виклинюються. В покрівлі і подошві вугільних пластів залягають зеленувато-сірі, глинисті, кварц-глауконітові піски, збагачені в зоні контактів рослинними залишками. Іноді їх заміщають сіро-зелені алевритові глини. Макроскопічно вугілля I пласта має шоколадно-коричневий колір, щільну текстуру та однорідну будову. В середині пластів присутні різного розміру уламки лігніту з гострими та розмочаленими краями.

Третій вугільний горизонт залягає в верхній частині олігоцену і складається з 3 – 6 вугільних пачок. Потужність горизонту без породних прошарків досягає 9,4 м. Звичайна потужність 4 – 6 м. Горизонт залягає на глибині 73 – 186 м. Він перекритий темно-сірою або чорною глиною насиченою рослинною органікою. В подошві розповсюджені сірі глинисті рихлі піски збагачені в зоні контакту рослинним детритом. Вугілля представлене атритовим типом і густо насичене уламками лігніту.

Запаси вугілля Берекського родовища в пластах потужністю 2 м і більше, за категорією С₂ складають 161 млн т. Однак, мала потужність пластів та висока зольність вугілля ставить під сумнів промислову розробку Берекського родовища з допомогою традиційних технологій.

1.2 Супутні корисні копалини. Склад, властивості та обсяги порід розкриття

Дослідження супутніх корисних копалин при пошуково-розвідувальних роботах потребує значних матеріальних витрат. Вони обумовлені відбором та обробкою проб, лабораторно-аналітичними дослідженнями, систематизацією та аналізом отриманих результатів тощо. Окрім того, промислова оцінка супутніх корисних копалин безпосередньо пов'язана з технологічними умовами видобування основної корисної копалини – бурого вугілля.

В той час, як супутні корисні копалини детально розвіданого Ново-Дмитрівського родовища отримали глибоку і всебічну промислову оцінку (до підрахунку запасів), на об'єктах Степківського, Бантишевського та Берекського родовищ, де проведено тільки перший пошуковий етап геологорозвідувальних робіт, такі роботи повною мірою не проводились. Тому супутні корисні копалини цих родовищ нате-

пер можливо характеризувати тільки у загальних рисах. Вони потребують окремої уваги й проведення обсягів бурових робіт і геологічних досліджень.

З урахуванням того факту, що всі депресійні вирви над сольовими діпірами мають схожі умови і причини свого утворення, а сформовані в них буровугільні родовища відносяться до одного геологічного віку та генетичного типу, можна певною мірою припускати наявність єдиного для всіх комплексу супутніх корисних копалин. Мова, звичайно, не йде про такі з них, як сірчані руди, діатоміти та бітумінозні або ж вуглисті глини, наявність яких виявляється геологорозвідувальними свердловинами. Проте можна обґрунтовано припускати наявність свинцево-цинкових і ртутних руд в корінних бортах депресії і різноманітних будівельних матеріалів (кварцових склярських пісків, пісків із зернами титанових мінералів – ільменіт, рутил лейкоксен – до 5 – 6 кг/м³), вогнетривких і керамічних глин тощо) в розкривній частині родовищ [3].

Однак, цільові дослідження з метою їх детального вивчення і економічної оцінки на жаль не проводились. Тому стисла характеристика супутніх корисних копалин представлена за матеріалами первинної геологічної документації з використанням методу аналогії для однакових за віком і літологічним складом осадових покладів Ново-Дмитрівського родовища.

Із значною долею імовірності можна очікувати в розкривній частині Бантишевського, Степківського і Берекського родовища такі корисні копалини.

1. Руди свинцю, цинку і ртуті в корінних бортах депресії.
2. Титанові мінерали – рутил, ільменіт, лейкоксен у важких фракціях пісків полтавської і берекської свит.
3. Будівельні піски для кладочних і штукатурних розчинів, та вогнетривкі глини полтавської і берекської свит.
4. Формовочні піски для чавунного, сталевого, бронзового і алюмінієвого виробництва.
5. Суглинки і супесі для виробництва будівельної цегли і черепиці.
6. Глини полтавської свити для виробництва грубої кераміки і керамзиту.

Однак, наявність цих корисних копалин має бути підтверджена додатковими контрольними свердловинами, кількість яких складає від 2 – 3 на Бантишевському і

Степківському родовищах до 5 – 6 на Берекському. Глибина їх коливається від 100 м (Бантешевське) до 200 – 300 м (Степківське). Вартість одного погонного метра свердловини за сучасними розцінками складає від 150 до 250 грн в залежності від глибини буріння.

2 ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ КОМПЛЕКСНОЇ МЕХАНІЗАЦІЇ РОЗКРИВНИХ РОБІТ

2.1 Технологічна характеристика та конструктивні особливості виймально-навантажувального устаткування

Виймально-навантажувальні роботи на кар'єрах призначені для виймання гірничої маси з вибою й навантаження її в засоби транспорту чи переміщення безпосередньо до перевантажувальних пунктів або у відвал. Для цього застосовується екскаваторні машини циклічної або безперервної дії. У машинах циклічної дії робочий орган тільки з одного ковша або різального елемента, який періодично заглиблюється в породу і послідовно виконує функції виймання і переміщення гірничої маси. До них відносяться бульдозери, скрепери, одноковшові навантажувачі й екскаватори. У машинах безперервної дії робочий орган складається з різців або ковшів, які переміщуються по замкненій (круговій) траєкторії, постійно зануренні в породу і створюють безперервний потік руху вантажу з вибою. До них відносяться земснаряди, драги, багатоковшові ланцюгові й роторні екскаватори, дискові та фрезерні комбайни й агрегати [4].

За структурою гірських порід вибоїв у кар'єрі можуть бути **однорідними** (простими) й **різнорідними** (складними). В однорідних вибоях гірські породи мають однакові якості у межах виймальної західки на всю висоту уступа, а у різновидних – різні, як по висоті уступа, так і по ширині виймальної західки. Це відноситься до різних видів порід та їх якості. Розробка простих вибоїв здійснюється валовим (суцільним) способом й обумовлює тип механізації для виймально-навантажувальних робіт. У складних вибоях виймання корисної копалини й порід розкриву або корисних копалин різних типів і сортів ведуть роздільно.

В залежності від взаємного розташування вибою і горизонту встановлення виймально-навантажувального устаткування розрізняють виймання порід верхнім, нижнім і змішаним (верхнім і нижнім черпанням). Таким же чином виділяють навантаження транспортних засобів: нижнє, верхнє і змішане. Технічна можливість і

економічна доцільність використання на кар'єрах різного типу виймально-навантажувального устаткування залежить від його конструкції та принципу дії, які повинні відповідати конкретним значенням міцності порід, умовам залягання розкриття і корисної копалини, потрібної продуктивності однієї машини й кар'єра в цілому, виду механізації суміжних процесів у кар'єрі й на дробильні та збагачувальні фабриках, способу виймання, кліматичним умовам та іншим факторам.

За технологічною ознакою виділяють **виймальне устаткування** для безпосереднього видалення гірських порід з масиву й розвантаження їх до виробленого простору або в навал (розкриття одноковшові екскаватори, драги); **виймально-навантажувальне устаткування** - для експлуатації з навантаженням гірничої маси до певних видів перевантажувачів або транспорту (одно- і багатоковшові екскаватори, фрезерні комбайни, бурошнекові машини); **виймально-транспортне устаткування** – для добування гірських порід з подальшим транспортуванням своїм ходом однією машиною до пункту призначення (бульдозери, коліні скрепери, баштові екскаватори, фронтальні навантажувачі, земснаряди).

Відповідно до наведеної в розділі 1.6. класифікації, на кар'єрах надто малої і малої потужності з кінцевою глибиною до 25 – 50 м і невеликою продуктивністю переважено використовують виймально-навантажувальне устаткування автономної дії з приводом від двигунів внутрішнього згорання: бульдозери, скрепери й одноковшові навантажувачі, земснаряди і драги, бурошнекові машини і баштові екскаватори (рис. 2.1). На більш потужних підприємствах найбільше застосування отримали екскаватори : одноковшові й багатоковшові роторні та ціпні. Причому скельні гірські породи виймаються повсемісно одноковшовими екскаваторами, а м'які з великою продуктивністю - переважно багатоківшевіми.

Черпання гірничої маси, її переміщення до місця розвантаження, розвантаження і обертання до місця чергового черпання здійснюється одноковшовими екскаваторами послідовно один за одним. В одному циклі багатоковшовими екскаваторами ці операції виконуються одночасно. Тому одноковшові екскаватори називаються машинами циклічної дії, а багатоковшові - машинами безперервної дії. Це положення відноситься й до іншого типу виймального обладнання. Так циклічними є

бульдозери, колісні скрепери, баштові екскаватори, фронтальні навантажувачі, а безперервної дії: земснаряди і драги, бурошнекові машини, фрезерні комбайни.

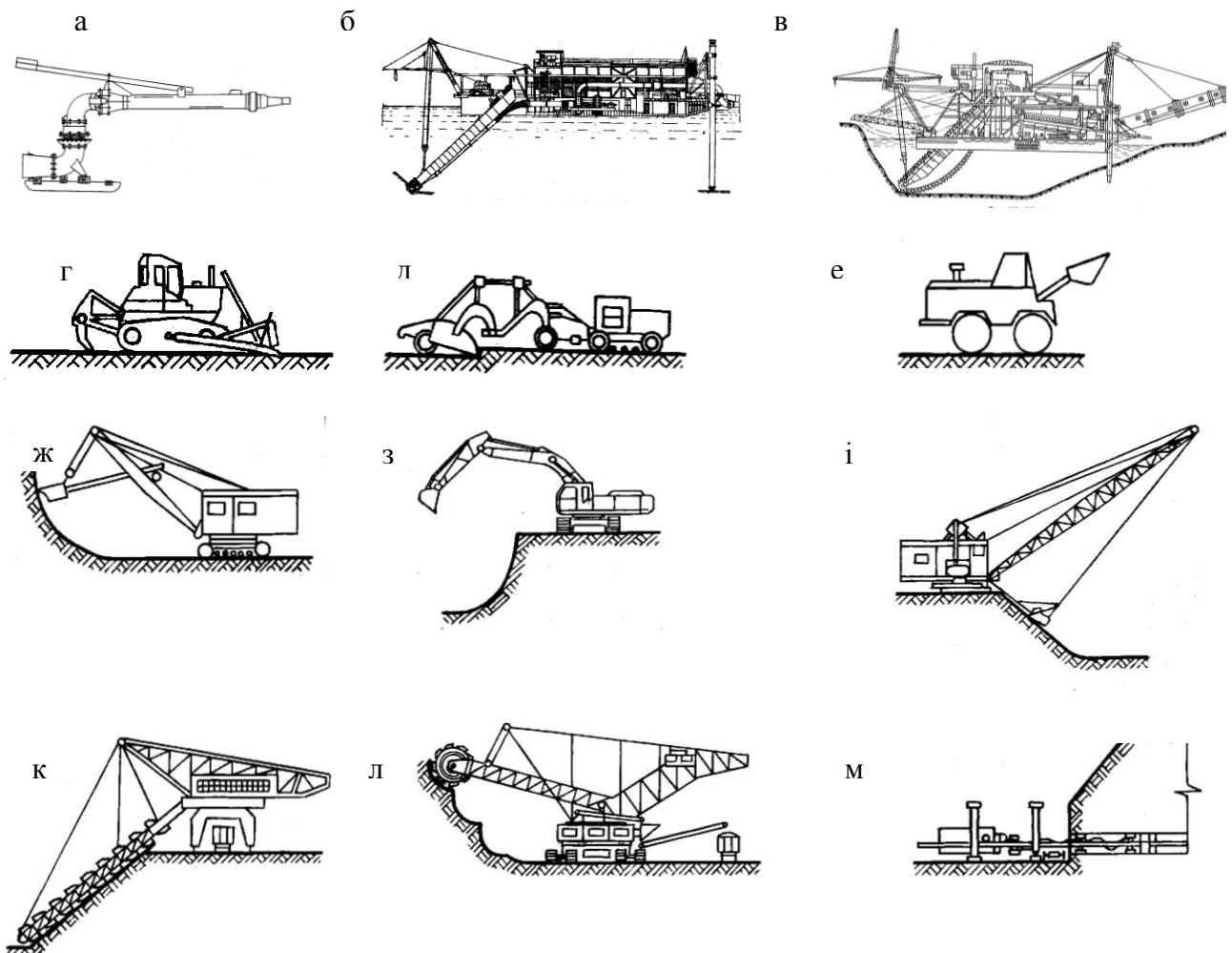


Рисунок 2.1 – Схеми роботи виймально-навантажувального устаткування: а – гідромонітор; б – земснаряд; в – драга; г – колісний скрепер; д – бульдозер; е – шнекобурова машина; ж – колісний навантажувач; з – пряма мехлопата; і – зворотна мехлопата; к – драглайн; л – цепний багатоковшовий екскаватор; м – роторний екскаватор

Як одноковшові, так і багатоковшові машини складаються з робочого, механічного, ходового і силового обладнання, рами, кузова та механізмів керування. За ознакою конструктивного з'єднання ковша зі стрілою виділяють одноковшові екскаватори з жорстким сполученням (пряма і зворотна мехлопати, гідравлічний екскаватор) та з гнбким сполученням (драглайн, грефер, баштовий скрепер). Багатоковшові екскаватори розподіляються на цепні з ковшами, закріпленими на бескінцевомуцепу; скребково-ковшові зі скребковим робочим органом і ковшовим цепом для

черпання гірничої маси з подальшим переміщенням її до місця вивантаження; фрезерно-ковшові з фрезерним робочим органом і ковшовим цепом; роторні з робочим органом у вигляді роторного колеса для черпання гірської породи.

По типу ходового обладнання одноковшові екскаватори розподіляються на пневмоколісні, гусеничні, шагаючі, рейко-шагаючі та плаваючі, а багатоковшові – на гусеничні, рейко-шагаючі, рейко-гусеничні та на залізничній ході. В залежності від типу силового обладнання як одноковшові, так і багатоковшові екскаватори обладнують електричним, дизельним, дизель-електричним і дизель-гідравлічним, дизельним, дизель-електричним і дизель-гідравлічним приводом. На кар'єрах для виймання гірничої маси в основному застосовують електричні екскаватори, на допоміжних роботах – устаткування з дизель-електричним приводом.

2.2 Тракторне виймально-транспортне устаткування

Розглянуті вище гірничо-геологічні умови залягання родовищ бурого вугілля над сольовими штоками дає підставу для розглядання у якості конкурентоспроможних відомих на цей час засобів механізації м'яких порід без попереднього їх рихлення буропідривними роботами.

Бульдозери, скрепери, та одноковшові навантажувачі, створені на базі потужних тракторів, відносяться до виймально-навантажувальних машин, які застосовуються як основні при розкритті родовищ або на родовищ розкритих, видобувних і допоміжних роботах у кар'єрах з надто малою і малою потужністю родовищ корисних копалин і покриваючих порід. Ці машини відокремлюють гірничу масу від масиву й транспортують її у робочому органі та укладають у відвал або навантажують у транспортні засоби. Навантажування транспортних засобів проводиться з використанням спеціальних бункерів або через естакади. Навантажувачі ведуть безпосереднє укладання гірничої маси в транспортні засоби. Пересуваються вони на гусеничному або колісному ході [5].

Застосування бульдозерів і скреперів при розробці розсіпів дозволяє комплексно механізувати добувні, розкриті і підготовчі роботи (спорудження гребель, канал,

траншей та різних котлованів). Їх використовують також при будівництві доріг, зачищенні площ покладів корисних копалини і відпрацьованих їх локальних зон, плануванні площадок, транспортуванні багатотонажних вантажів і тощо. Ці машини мають просту і надійну конструкцію, зручні в управлінні при обслуговуванні агрегата однією людиною, забезпечують високу продуктивність при роботі в неміцних і середньої міцності породах, а також у більш важких, попередньо розпушених масивах.

Із **бульдозерів**, що застосовуються на виймально-транспортних роботах, найбільш широко використовують машини з неповоротним відвалом і гідравлічною системою управління його роботою. Потужні бульдозери обладнують також навісним розпушувачем. При розробці та транспортуванні легких перезволожених порід до верхньої крайки відвалу приварюють козирок висотою 150 мм, а з боків устанавлюють закрilки шириною 200 – 300 мм або закріплюють розширники шириною 500 – 700 мм. Це дозволяє збільшити об'єм відвалу на 20 – 60%. На потужних бульдозерах, як правило, застосовують прямі та сферичні відвали. Порівняно з прямим сферичний відвал дозволяє збільшити об'єм породи, що транспортується за один цикл, на 15 – 20% без суттєвих змін основних параметрів і при меншому тяговому зусиллі. Робочий цикл бульдозера складається з набирання породи відвалом і переміщення її до місця розвантаження, укладання породи та повернення машини до місця набирання породи.

При набиранні породи проводиться зрізування її стружкою необхідної товщини з накопиченням перед відвалом бульдозера. У породах I – II категорій зрізування породи ведеться горизонтальними шарами, а у більш щільних (III – IV категорій) – ламаними шарами. При зрізуванні породи горизонтальними шарами бульдозер, що рухається уперед, зрізає відвалом рівну стружку завтовшки 15 – 30 см і більше. Шлях набирання валу породи об'ємом 3 – 4 м³ становить 6 – 8 м. У разі зрізування ламаними шарами бульдозер, який рухається з заглибленим на 30 – 40 см відвалом поступово поглиблює його. Шлях набирання валу породи об'ємом 3,5 – 5 м³ зменшується до 4,5 м, а тривалість операції – до 12 с.

Порода до місця складування переміщується по траншеї, яка проводиться в породному масиві, або по траншеї, що створюється з валу породи, що обсипалася

під час попередніх заїздів бульдозера. Порода у відвал складається товстими шарами шляхом послідовного притискання валу до раніше доставленої породи, а також тонкими шарами шляхом підйому леміха на висоту 15 – 20 см (під час прямого руху бульдозера) і шляхом рівняння породи тильною стороною відвалу (при задньому русі). Холостий хід бульдозера проводиться з максимальною швидкістю на задній передачі.

Скрепери випускаються в Росії з ковшами ємністю 8 – 25 м³, за кордоном – 4 – 60 м³. За конструкцією ковша виготовляють скрепери з відкритим одностулчастим і двостулчастим, грейферним, елеваторним і телескопічним ковшами; за типом управління – з гідравлічною і канатно-блочною системами; за способом розвантаження – з саморозвантаженням породи шляхом перекидання ковша вперед (назад), з примусовим розвантаженням за рахунок переміщення задньої стінки ковша уперед або роботою елеватора з напівпримусовим розвантаженням, яке досягається перекиданням днища разом із задньою стінкою; за кількістю колісних осей – одновісні, двовісні і тривісні; за способом тяги – причіпні та самохідні.

Робочий цикл скрепера, як і бульдозера, складається із навантаження ковша, руху з вантажем, вивантаження ковша і зворотного руху. Перед навантаженням ківш скрепера з піднятою передньою заслінкою опускається на поверхню вибою і вривається у породу на глибину 200 – 410 мм. При подальшому русі скрепера порода у вигляді стружки подається у ківш (рис. 2.2, а). Коефіцієнт наповнення ковша складає 0,5 – 1,2 і залежить від властивостей порід, що розробляються. Звичайно, при розробці глинистих порід він більший, ніж при вийманні піщаних. Швидкість руху скрепера під час навантаження складає близько 70 – 80% від швидкості на першій передачі. Після набирання породи на ділянці шляху довжиною 15 – 40 м починається вантажений хід. Для цього ківш устанавлюється у транспортне положення (рис. 2.2, б). Тривалість руху з вантажем визначається відстанню переміщення породи й швидкістю руху скрепера. Для розвантаження ковша піднімають заслінку і опускають днище скрепера (рис. 2.2, в). Вивантажується скрепер на горизонтальних і похилих ділянках, а також над приймальним бункером. Час вивантаження скрепера залежно від в'язкості порід і способу вивантаження становить 0,15 – 0,5 хв. Час руху

скрепера без вантажу визначається довжиною і швидкістю руху. При наповненні ковш швидкість руху становить 10 – 20 км/год, при переміщенні з вантажем – 20 – 30 км/год, без вантажу – 50 – 70 км/год.

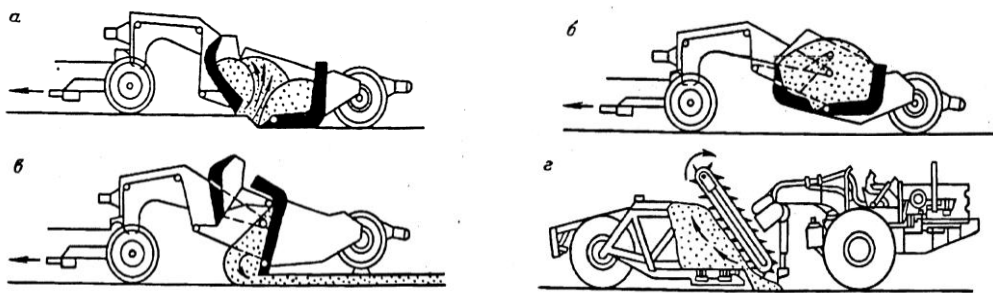


Рисунок 2.2 – Схема роботи скрепера: а – набирання породи; б – транспортування; в – вивантаження; г – навантаження ковша елеватором

Одноковшові навантажувачі являють собою самохідне шасі з короткою стрілою, на кінці якої шарнірно у вертикальній площині закріплений ківш. Черпання породи здійснюється при опущеній стрілі під дією зусилля ходового механізму або під дією гідравлічного напору при застопореному ходовому механізмі. Після наповнення ківш злегка підіймається і навантажувач від'їжджає до місця розвантаження. Вивантаження може бути переднім, заднім і боковим. Швидкість руху по дорогах з покриттям досягає 25 і 45 км/год відповідно з вантажем і без нього. По кар'єрних дорогах вона знижується до 10 – 15 км/год.

Навантажувачі можуть бути з дизельним, дизель-електричним і дизель-гідравлічним приводом. За потужністю двигуна виділяють навантажувачі малої потужності (до 75 кВт), середньої (76 – 150 кВт) і великої (понад 150 кВт). Управління навантажувачем може бути канатно-блочним і гідравлічним. Висота вибою навантажувача обмежується висотою черпання і становить 1 – 5 м. Для потужних навантажувачів з ковшом ємністю понад 5 м³ вона може становити 9 м і більше. Висота вивантаження для них сягає 5 м.

Експлуатаційна продуктивність бульдозерів, скреперів і одноковшових навантажувачів визначається за формулами:

– за зміну

$$Q_{зм} = \frac{3600T_{зм} \cdot V_n \cdot K_e \cdot K_m}{t_{ц}} \quad (2.1)$$

$$\text{– за рік} \quad Q_{\text{б.р}} = Q_{\text{зм}} N_{\text{зм}}, \quad (2.2)$$

$$\text{для бульдозера} \quad V_n = \frac{B_e h_e^2}{\text{tg } \alpha}, \quad (2.3)$$

де V_n – об'єм породи, яка переміщується за цикл, м³; B_e, h_e – відповідно ширина і висота відвалу, м; $\alpha = 35 - 60^\circ$ – кут укосу породи у призмі волочіння, град; для скреперів і навантажувачів $V_n = q_e K_e$; t_y – час роботи за цикл, с:

$$t_y = t_n + t_{p.e} + t_p + t_{p.n} + \tau = \frac{l_{zn}}{V_{nz}} + \frac{l_{p.e}}{V_{p.e}} + \frac{l_p}{V_p} + \frac{l_{p.n}}{V_{p.n}} + \tau, \quad (2.4)$$

$t_n, t_{p.e}, t_p, t_{p.n}$ – час набирання породи, руху з вантажем, вивантаження породи і руху в порожньому стані, с; $\tau = 60 - 90$ – затримки при виконанні циклу, с; $l_n, l_{p.e}, l_{pn}, l_p$ – відповідно відстань набирання, переміщення з вантажем і без нього та вивантаження породи, м; $V_n, V_{p.e}, V_p, V_{p.n}$ – відповідно швидкість руху під час набирання породи, переміщення з вантажем, вивантаження породи та повернення у порожньому стані, м/с; $N_{зм}$ – кількість робочих змін протягом року, од.

При відстані переміщення порід $l_{p.e} = 15 - 20$ м змінна продуктивність бульдозерів потужністю 75 – 200 кВт у м'яких породах складає 800 – 1300 м³, при $l_{p.e} = 100$ м вона знаходиться у межах 200 – 350 м³. Змінна продуктивність скреперів з ковшом ємністю 15 м³ при $l_{p.e} = 200$ м становить 1000 – 1500 м³, а при $l_{p.e} = 1000$ м вона знижується до 300 м³. Кількість робочих змін роботи бульдозерів і скреперів залежить від організації гірничих робіт і кліматичних умов розробки. За нормами ДІПРОКО-ЛЬОРМЕТу вона змінюється від 391 (421) для тягачів потужністю до 100 кВт при п'ятиденному робочому тижні у дві зміни за добу для північних (південних) районів до 844 (904) – для тягачів потужністю понад 184 кВт при безперервному робочому тижні у три зміни.

2.3 Гідромеханізація виймальних робіт

Родовища, підошва яких повністю знаходиться під водою і не може бути осушена, розроблюються земснарядами і драгами. **Земснаряди** (рис. 2.3) являють собою

плавучі землесосні установки, які призначені для виймання гірських порід з-під шару води у природних або штучних водоймах і транспортування їх на відвал або збагачувальне устаткування. За призначенням земснаряди поділяють на розкривні та видобувні; відповідно до умов роботи – на річкові, озерні та морські; за продуктивністю – на потужні (500 м³/год), середньої (200 – 100 м³/год) і малої потужності (до 50 м³/год); за типом приводу – на електричні та дизель-електричні. Виймання породи можливе шляхом всмоктування без руйнування і з руйнуванням. Землесос може розміщуватись на палубі, у трюмі та на рамі розпушувача. Пересування земснарядів здійснюється якірним і пальо-якірним способами та за допомогою канатів з лебідками [6].



Рисунок 2.3 – Схема роботи землесосного снаряда

Конструкція земснаряда в основному складається з корпусу (понтон), землесоса, пального апарата, розпушувача, всмоктувального і напірного плавучого пульповодів та апаратури управління. Руйнування суглинків, глин і галькових порід є обов'язковим. Для підводного видобування корисних копалин використовують самохідні земснаряди, які за способом доставки вантажу поділяються на самовивізні, шаландові, рефулерні та комбіновані. Рефулерні земснаряди транспортують породу по плавучому або береговому пульповоду. Максимальна глибина розробки сягає 15 м.

Розробка розсипів із вмістом дорогоцінних та рідких мінералів здійснюється драгами, які мають споріднені характерні особливості з земснарядами. Видобування таких корисних копалин ведеться переважно у руслах рік, озерах і морських умовах. Драга (рис. 2.4) являє собою спеціалізоване судно, яке оснащено необхідним для підводного

чи надводного руйнування масиву порід, їх підйому на борт судна, збагачення і вилучення мінералів та складування відвалів у відвал.

Драги поділяються за характеристикою виймального апарату на черпакові та всмоктуючі, які оснащені засобами руйнування породи. У свою чергу, черпакові драги можуть бути одно- і багаточерпаковими. Одночерпакові обладнують ковшем типу механічної лопати або грейфера. Багаточерпакові драги мають суцільний черпаковий ланцюг або у його протяжності обладнується холоста ланка. Ємність черпака вимірюється у літрах і визначає назву драги. За його розмірами драги поділяють на малолітражні при ємності черпака до 100 л, середнього літражу (100 – 250 л) і великолітражні (понад 250 л). Драги з гідромеханізованим робочим органом розділяють на землесосні, ерліфтні та гідроежекторні. При цьому розробки ведуться з попереднім механічним або гідравлічним руйнуванням породи.



Рисунок 2.4 – Загальний вигляд драги

За глибиною розробки нижче рівня води у кар'єрі виділяють драги малої глибини копання (до 6 м), середньої глибини (6 – 18 м) та драги глибокого копання (понад 18 м). Драги мають електричний, дизель-електричний або дизельний привід. Пересування судна здійснюється за допомогою канатів і паль таким же чином, як і при роботі земснарядів. При симетричному маневруванні ширина західки драги визначається за формулою

$$b_{\partial} = \frac{2R_{\partial} \sin \alpha_{\partial}}{2}, \quad (2.5)$$

де R_d – радіус черпання при розміщенні різального краю черпака на рівні поверхні води, м; α_d – кут розвороту драги, град.

Виробнича продуктивність драги $Q_{d,z}$ (м³/год) визначається за формулою

$$Q_{d,z} = \frac{60T_p n E E_n K_g}{K_p}, \quad (2.6)$$

де n – кількість черпань за хвилину; E – ємність черпака, м³; K_p , K_n – коефіцієнти розпушеності породи при руйнуванні та наповненні черпаків.

За даними С.М. Шорохова, значення K_n залежить від типу порід та конструкції черпакового ланцюга і становить для пісків 0,6 – 0,9; для глин з валунами 0,7 – 0,9 і для важких глин з валунами понад 10% – 0,4 – 0,5. Для умов Уралу і Сибіру для драг з черпаками 220 л $K_g = 0,66$; а при ємності черпаків 360 л – $K_g = 0,6$.

Спеціальні роботи щодо забезпечення водообміну та необхідного рівня води у вибої драги проводяться за рахунок подачі води у кар'єр з річки або іншої водойми. Іноді для таких цілей створюють системи перемичок і гребель. Робота з монтажу драги, також як і земснаряда, починається з будови початкового котлована в межах розсипу або поза ним. Іноді для цього на низині утворюють запруду, що досягається будівництвом спеціальної греблі.

На кар'єрах при гідромеханізованій розробці порід використовують переважно напірний гідротранспорт пульпи по трубах за допомогою землесосів.

При цьому загальна їх продуктивність по пульпі Q_n (м³/год) складає

$$Q_n = \frac{V(1-m+q_g)}{T_p K_g}, \quad (2.7)$$

де V – об'єм породи у масиві для гідравлічної розробки протягом робочого сезону, м³; $m = 0,25 - 0,4$ – пористість ґрунту.

Тип і потрібну кількість землесосів розраховують виходячи з отриманої Q_n і нормативної продуктивності землесоса Q_n (м³/рік). Діаметри пульповода D_n (мм) визначають за формулою

$$D_n = \sqrt{\frac{4Q_n}{3600,9\pi}}, \quad (2.8)$$

де g – швидкість руху пульпи, м/с; $g \geq g_{кр}$; $g_{кр}$ – критична швидкість руху пульпи, що попереджає осідання твердих частинок породи у трубопроводі, м/с (табл. 3.1).

Таблиця 3.1 – Значення критичної швидкості руху для порід, що транспортуються

Найменування	Показник					
	250	300	400	450	500	600
Діаметр пульповода, мм	250	300	400	450	500	600
Глинисті фракції	1,6	1,8	2,2	2,3	2,5	2,7
Піщані фракції з домішками глинистих від 70 до 30%	2	2,1	2,4	2,6	3	3,2
Пісок і гравій з малим вмістом глинистих фракцій	2,5	2,8	3,3	3,5	3,8	4,0
Гравій та щебінь	3,1	3,6	4,3	4,5	4,8	5,3
Вугілля	2,1	2,5	3,0	3,1	3,3	3,6

Продуктивність прийнятого землесоса по гірничій масі $Q_{з.м}$ (м³/рік) становить

$$Q_{з.м} = \frac{Q_n}{1 - m + q_e} \quad (2.9)$$

Потрібний напір землесоса для транспортування пульпи H_n (кПа) визначається за формулою

$$H_n = h_n + h_e + h_g + h_m + h_{ост}, \quad (2.10)$$

де h_n – висота підйому пульпи, м,

$$h_n = \frac{H_1 \gamma_m (1 - m) + q_e \gamma_e}{1 - m + q_e}; \quad (2.11)$$

H_1 – різниця позначок між рівнями розташування землесоса і випуску пульпи на відвалі або на збагачувальне устаткування, м; γ_m , γ_e – щільність породи і води, що транспортується, т/м³; h_e – висота всмоктування пульпи, м; $h_e = H_2 \gamma_m$; H_2 – різниця позначок між рівнями розташування землесоса і площі пульпи, що всмоктується, м; h_δ – втрати тиску на тертя по довжині пульповода, кПа (на кожні 100 м довжини пульповода $h_\delta = 30 - 50$ кПа); h_m – місцеві витрати тиску, кПа ($h_m \approx 0,1 h_\delta$); $h_{ост}$ – залишковий тиск на кінці пульповода, кПа ($h_{ост} = 30 - 50$ кПа).

2.4 Технологічні параметри одноковшових екскаваторів

Для виконання виймально-навантажувальних робіт на відкритих розробках сумісно з різноманітним устаткуванням набагато частіше застосовують екскаватори. Операції черпання гірничої маси, її переміщення до місця розвантаження, вивантаження і поворот до місця чергового занурення ковша здійснюються одноковшовими екскаваторами послідовно одна за одною. В сукупності ці операції складають робочий цикл екскаватора. Багатоковшовими екскаваторами здійснюються операції тільки по наповненню ковша породою і вивантаження його при переміщенні по замкнутій траєкторії роторного колеса або нескінченного ковшового ланцюга. Тривалість робочого циклу для них залежить від кількості вивантажених ковшів за одиницю часу.

Залежно від призначення і конструктивних особливостей одноковшові екскаватори поділяються на **будівельні** з ковшами ємністю $0,25 - 2,5 \text{ м}^3$, в яких можливо змінювати за необхідності тип робочого устаткування з прямою на зворотну мехлопату, драглайн, грейфер або підйомний кран (тип ЕО); **кар'єрні гусеничні** з ковшами ємністю $3,2 - 60 \text{ м}^3$ і робочим органом прямої мехлопати (тип ЕКГ); **розкривні гусеничні** з ковшами ємністю $4 - 100 \text{ м}^3$ і подовженою рукояттю і стрілою (тип ЕВГ) і **крокуючі драглайни** з ковшами ємністю $4 - 120 \text{ м}^3$ (тип ЕШ). Кар'єрні екскаватори, в яких операції черпання виконуються під дією гідравліки, позначені типом ЕГ, якщо вони обладнані зворотною мехлопатою, то – ЕГО [7].

До основних технологічних параметрів одноковшових екскаваторів відносяться ємність ковша, продуктивність, геометричні розміри робочого устаткування, габарити, потужність, маса, тиск на ґрунт. Робочими параметрами є радіус, висота черпання і розвантаження, які залежать від довжини рукояті і стріли, кута їх нахилу, типу екскаватора і спричиняють безпосередній вплив на параметри виймальної заходки. Прямі механічні лопати відпрацьовують уступ, знаходячись на його підосві, зворотні мехлопати і драглайни – на покрівлі. Виходячи з цього, залежно від потужності пластів порід, визначаються і необхідні робочі параметри екскаваторів (рис. 2.5).

Радіус черпання визначається розміром горизонтальної відстані від осі обертання екскаватора до різального краю ковша при черпанні. Максимальний радіус

черпання $R_{чmax}$ м відповідає максимально висуненій в горизонтальному положенні рукояті, прямої або зворотної мехлопати (див. рис. 2.5, а, б) або опущеному вертикально ковшу драглайну (рис. 2.5, в). Радіус $R_{ч.у}$ м черпання на рівні стояння екскаватора відповідає межі переміщення різального краю ковша по горизонтальній площині. Значення максимального радіусу черпання створює умови для формування безпечного кута укосу уступу, а радіус черпання на рівні стояння – створенню підшви уступу на горизонтальному рівні та визначенню ширини виймальної західки.

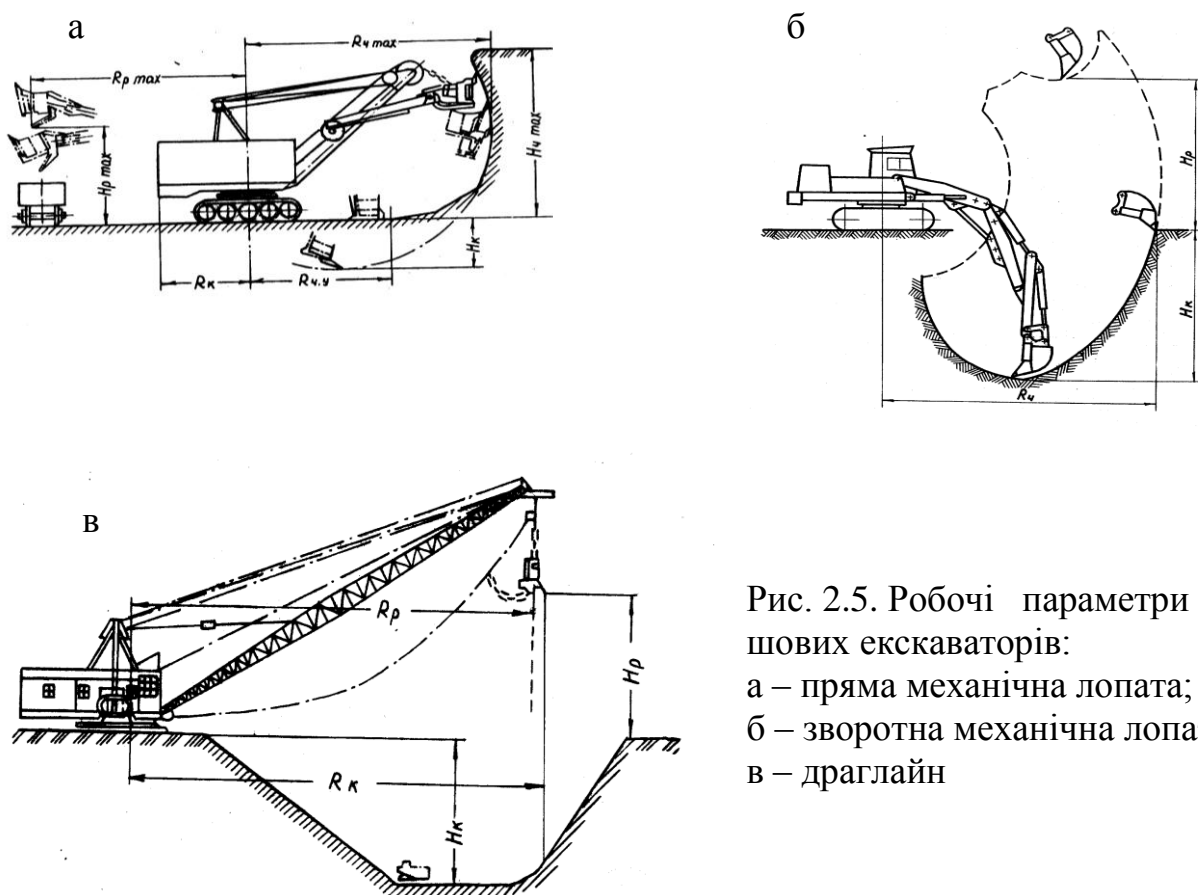


Рис. 2.5. Робочі параметри одноковшових екскаваторів:
а – пряма механічна лопата;
б – зворотна механічна лопата;
в – драглайн

Висота черпання $H_ч$, м відповідає вертикальній відстані від рівня стояння прямої мехлопати до різального краю ковша при вийманні породи. Максимальна висота черпання $H_{чmax}$, м відповідає положенню максимально піднятої рукояті. Розрізняють висоту черпання при максимальному радіусі черпання, а також максимальну глибину копання $H_{кmax}$, м нижче рівня стояння екскаватора. Значення максимальної висоти черпання обумовлює граничну висоту уступу при розробці гірничої маси прямими мехлопатами, а максимальної глибини копання – зворотними мехлопатами і драглайнами. При розробці скельних порід, розпушених підіривними роботами, ві-

дповідно до Правил безпеки, допускається встановлювати висоту уступу для прямих мехлопат на рівні

$$h_y \leq 1,5 H_{ч.мах}. \quad (2.12)$$

Уступи, що розробляються зворотними мехлопатами і драглайнами, мають висоту

$$h_y \leq H_{к.мах}. \quad (2.13)$$

Радіус розвантаження R_p , м відповідає горизонтальній відстані від осі обертання екскаватора до центра ковша при вивантаженні з нього гірничої маси. Максимальний радіус розвантаження $R_{p.мах}$, м відповідає максимально висуненій горизонтально рукояті для мехлопат або опущеному вертикально вниз ковшу драглайна при вивантаженні. Цей параметр необхідно враховувати при розміщенні транспортних засобів біля екскаватора або формуванні ширини відвальної західки.

Висота розвантаження H_p , м відповідає вертикальній відстані від рівня стояння екскаватора до нижнього краю відкритого ковша (для прямих мехлопат) або різального краю ковша (для зворотних мехлопат і драглайнів) при вивантаженні породи. Максимальна висота розвантаження $H_{p.мах}$, м відповідає максимально піднятому ковшу при вивантаженні. Значення цього параметра має бути більше на 0,5 – 1 м висоти транспортних засобів або ж висоти відвальної західки.

Радіус обертання кузова $R_в$, м залежить від габаритних розмірів екскаватора й обумовлює можливе його положення у вибої та ширини траншеї при її проведенні прямою мехлопатою.

При роботі драглайна максимальні радіуси копання і розвантаження можуть збільшуватися шляхом закиду ковша в порівнянні з його положенням при вертикальному опусканні. Дальність закиду залежить від моделі екскаватора і кваліфікації машиніста і може досягати 2,5 – 15 м. При роботі прямих мехлопат з верхнім навантаженням у транспортні засоби (рис. 2.6) висота уступу обмежується максимальною висотою і радіусом розвантаження. При такій схемі висота уступу h_y , м визначається за:

– умовами використання максимальної висоти розвантаження при розробці стійких порід з кутом укосу уступа $\alpha_y = 60 - 80^\circ$:

$$h_y = H_{p.\max} - h_{\text{тр}} - e, \quad (2.14)$$

де $h_{\text{тр}}$ – висота транспортного засобу спільно з будовою шляху і баластною призмою, м; e – безпечна вертикальна відстань між кузовом і ковшом при розвантаженні, м, $e = 0,5 - 1$;

– умовами повного використання радіусу розвантаження при розробці м'яких нестійких порід

$$h_y = (R'_{p.\max} - R_y - C) \operatorname{tg} \alpha_y, \quad (2.15)$$

де $R'_{p.\max}$ – радіус розвантаження при максимальній висоті розвантаження, м; $C \geq 3$ – мінімальна відстань від осі колії дороги до верхньої брівки уступу, м.

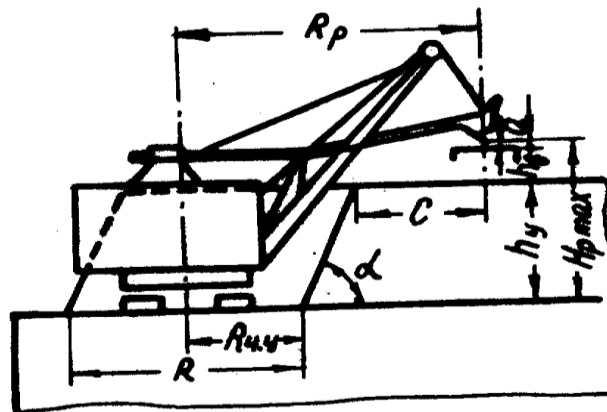


Рисунок 2.6 – Схема роботи розкривної механічної лопати з верхнім навантаженням транспортних засобів

Схеми роботи з верхнім навантаженням ефективно застосовують при проведенні траншей і підготовці нових горизонтів до експлуатації з використанням як кар'єрних (типу ЕКГ), так і розкривних (типу ЕВГ) екскаваторів спільно із залізничним транспортом. Екскаватори типу ЕВГ застосовують також в обмежених умовах глибоких кар'єрів, коли вимагається збільшувати кут укосу робочих бортів за рахунок зменшення ширини робочих площадок. Проте при верхньому навантаженні продуктивність екскаваторів знижується на 20 – 30%, що обумовлено збільшенням робочого циклу за рахунок ускладненого прицілювання ковша над кузовом транспортного засобу при розвантаженні.

Одноковшові екскаватори зазвичай працюють торцевим вибоєм при відпрацюванні уступу і тупиковим – при проведенні траншей. У першому випадку для прямих мехлопат ширина виймальної західки за умовами ефективного черпання повинна знаходитися у межах $(1,5 - 1,7) R_{ч.у.}$. Ширина тупикового вибою, як правило, складає $2R_{ч.у.}$. При необхідності мати ширшу траншеї екскаватор переміщується уздовж вибою зигзагоподібними або поперечними ходами. При ширині тупикового вибою менше $2R_{ч.з}$ треба перевіряти можливість розвороту екскаватора і розміщення біля нього транспортних засобів. Відстань між неробочим положенням укусу уступу або траншеї і віссю екскаватора не повинна перевищувати $R_0 + 1,0$, м.

Драглайн також може розробляти породи торцевими і тупиковими вибоями. При цьому він може розміщуватися на верхній або проміжній площадці уступу (рис. 2.7). Вибій драглайна має криволінійний профіль відповідно до траєкторії переміщення ковша по укусу. Можлива висота уступу визначається паспортною глибиною копання, кутом укусу вибою і місцем розташування драглайна.

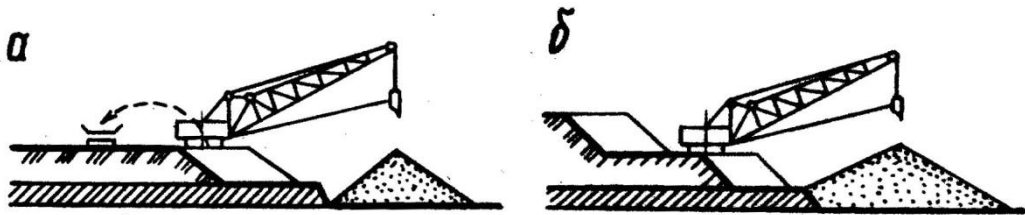


Рисунок 2.7 – Схема роботи драглайна торцевим вибоєм з розташуванням на верхній (а) площадці уступу та проміжній (б) площадках уступу

Ширина західки b_e (м) при роботі з розміщенням породи у відвал з кутом повороту ω від осі переміщення екскаватора до 90° (рис. 2.8) складає

$$b_e = R_{к.маx} \sin \omega. \quad (2.16)$$

Схема розміщення драглайна на проміжній площадці (див. рис. 2.8, б) використовується для можливості підвищення висоти уступу. Кут укусу вибою при розробці верхнього підступу для попередження ковзання ковша не повинен перевищувати 25° . За цими умовами висота верхнього підступу $h_{y.б}$ (м) складає

$$h_{y.б} \leq (0,7 - 0,8) H_{к.маx}. \quad (2.17)$$

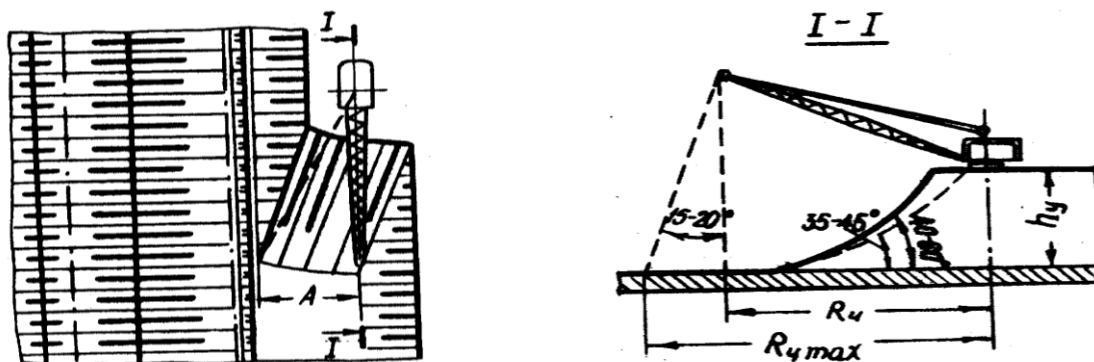


Рисунок 2.8 – Схема до розрахунку параметра вибою, який відпрацьовується драглайном

Продуктивність драглайна при верхньому копанні, в порівнянні з нижнім, як правило, зменшується на 10 – 15%. Схеми роботи зворотних мехлопат аналогічні розглянутим для драглайна. Вони переважно працюють у комплексі з різними видами транспорту.

2.5 Ланцюгові багатоковшові екскаватори

У ланцюгових багатоковшових екскаваторів (рис. 2.9) як робочий орган застосовується нескінченний ковшовий ланцюг, переміщуваний по напрямній рамі. Рама одним кінцем шарнірно з'єднана з корпусом, а інший її кінець підвішений до укосини. Рама може бути піднята над рівнем стояння екскаватора (рис. 2.9, а) або опущена вниз (рис. 2.9, б). Кут її нахилу змінюється за допомогою канатів.

Ковшова рама може бути жорсткою або шарнірною, такою, що виготовляється з декількох секцій. Завдяки цьому рама може змінювати свою форму шляхом підйому або опускання окремих секцій. На рамі також розміщується планувальна ланка: на кінці – в екскаваторах з нижнім черпанням або в жолобі – при верхньому. В окремих екскаваторах планувальні ланки висуваються до 5 м. Ковші, які переміщуються по вибою, наповнюються породою і далі транспортують її до перевантажувального бункера. Звідти вона подається в залізничні вагони (портальне розвантаження) або на стрічковий конвеєр (бічне розвантаження). При цьому продуктивність ланцюгових екскаваторів суттєво залежить від ємності ковшів, і при їх значенні 0,3 – 0,6 м³ досягає 990 м³/годину, а при 0,7 – 1,5 м³ – зростає до 2100 м³/годину.

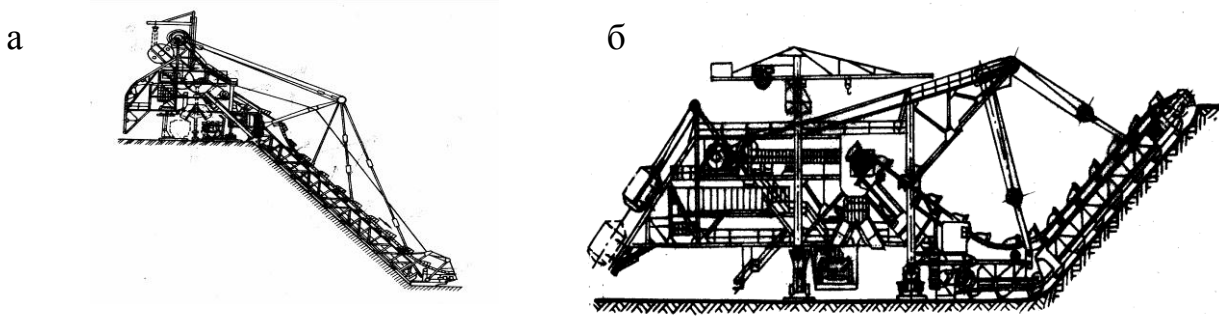


Рисунок 2.9 – Схема роботи багатоковшових екскаваторів з верхнім (а) і нижнім (б) черпаннями

Ланцюгові екскаватори виготовляють на гусеничному і рейковому ході. Вони мають електричний привід і можуть бути неповоротними, неповно- і повноповоротними. У повноповоротних верхня частина разом з ковшовою рамою може обертатися навколо осі на 360° , що забезпечує можливість попереминої розробки уступу верхнім і нижнім черпаннями з однієї робочої площадки. При верхньому черпанні зменшується витрата енергії на підйом і зрізування породи. При нижньому – за рахунок маси ланцюгової рами збільшується зусилля різання і наповнення ковшів породою. Завдяки цьому екскаватори нижнього черпання раціонально застосовувати при розробці щільних глинистих порід [8].

Машини на рейковому ході працюють синхронно з колієпереуключаками безперервної дії. Крок переключання складає $0,1 - 0,4$ м за один цикл. Екскаватори з жорстокою рамою застосовують при валовому вийманні порід, а з шарнірною – при роздільному. Ними розробляють породи м'які та середньої міцності із стійкими бортами і кутами укосу не більше $45 - 50^\circ$. Ланцюгові екскаватори застосовують також при проведенні траншей. У холодний період часу машини працюють неефективно через намерзання породи і підвищену динаміку черпання.

Висота черпання або глибина копання визначається розмірами ковшової рами й обумовлює висоту уступу. Ширина стружки v_c (м) та її товщина h_c (м) при черпанні ланцюговим екскаватором становлять

$$v_c = C_{\text{л}} \frac{g_e}{g_y}, \quad h_c = \frac{Q_{e,z}}{60g_e l_0}, \quad (2.18)$$

де C_l – відстань між ковшами на ланцюзі, м; v_e, v_l – швидкість пересування екскаватора і ковшового ланцюга, м/хв; $Q_{e,2}$ – теоретична продуктивність екскаватора, м³/рік; l_0 – довжина укусу вибою, м.

Товщина стружки складає 0,1 – 0,4 м. Її величина приймається залежно від необхідної продуктивності екскаватора. Тягове зусилля в ланцюзі розраховується по необхідному навантаженню. Протяжність фронту робіт екскаваторів малої продуктивності складає 500 – 1000 м, середньої – 1000 – 3000 м. Швидкість руху екскаватора v_e , м/хв. і ланцюга v_l , м/хв взаємопов'язані співвідношенням

$$v_e \leq \frac{v_l}{C_l} v_k, \quad (2.19)$$

де v_k – ширина різального краю ковша, м.

Кількість ковшів z , що розвантажуються за хвилину, складає

$$z = \frac{v_l}{C_u}. \quad (2.20)$$

Ланцюгові багатоконшові екскаватори, як правило, застосовуються в комплексі з транспортно-відвальними мостами, які пересуваються на рейковому і зрідка – гусеничному ході. Їх виробнича потужність повинна відповідати одному або двом ланцюговим екскаваторам, які спільно подають породу на приймальну консоль моста і через його відвальну консоль – у внутрішній відвал. Міст пересувається на одній або двох опорах, одна з яких розміщується в робочій зоні кар'єру, друга – на підготовленому до виймання пласті корисної копалини або у виробленому просторі на передвідвалі (рис. 2.10).

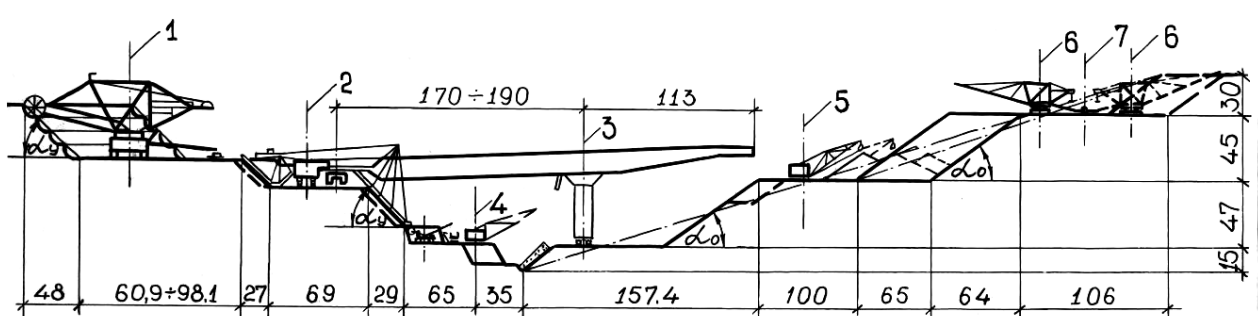


Рисунок 2.10 – Схема розміщення виймально-відвального устаткування на Морозівському буровугільному розрізі: 1 – роторний екскаватор; 2 – ланцюговий багатоконшовий екскаватор; 3 – транспортно-відвальний міст; 4 – добувний драглайн; 5 – відвальний драглайн; 6 – консольний відвалоутворювач.

Комплекс характеризується великою металоємністю, суворими вимогами до підготовки фронту робіт, необхідністю ретельного планування і зачищення робочої площадки, дотримання прямолінійності і розмірів виймальної західки, надійного осушення масиву, складністю пересування рейкової колії та розміщення її в межах кар'єру.

2.6 Технологічні параметри роторних багатоковшових екскаваторів

Роторні екскаватори мобільніші і менш вимогливі при експлуатації в аналогічних гірничотехнічних умовах. У роторних екскаваторів (рис. 2.11) робочим органом є роторне колесо з ковшами, яке встановлене на кінці роторної стріли. При обертанні роторного колеса ковші зрізають стружку породи, наповнюються і вивантажуються на конвеєр, розміщений на роторній стрілі збоку від колеса. Надалі порода передається на відвальний конвеєр або в транспортні засоби. На роторі розкривних екскаваторів встановлені 6 – 12 ковшів ємністю до $1,7 \text{ м}^3$. На видобувних екскаваторах ємність ковшів значно менша ($0,2 - 0,6 \text{ м}^3$), а кількість їх досягає 22 – 32. У порівнянні з ланцюговими у роторних екскаваторів у 1,5 – 2 рази більш високі зусилля різання, маневреність і продуктивність. Вони виготовляються малою (до $630 \text{ м}^3/\text{рік}$), середньою ($630 - 2500 \text{ м}^3/\text{рік}$) і великою ($2500 - 10000 \text{ м}^3/\text{рік}$) продуктивністю.

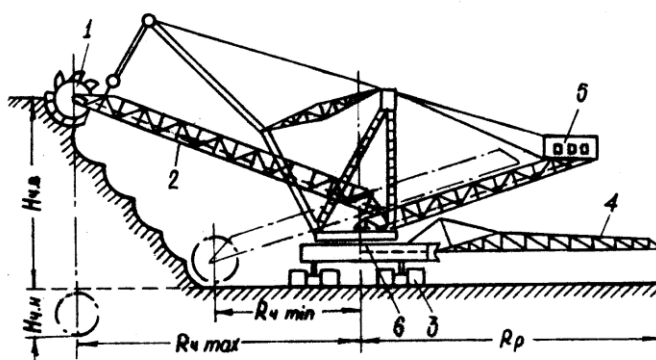


Рисунок 2.11 – Схема роторного екскаватора: 1 – роторне колесо; 2 – стріла; 3 – гусениці; 4 – розвантажувальна консоль; 5 – противага; 6 – поворотна платформа

За питомим зусиллям різання роторні екскаватори виготовляють з нормальними ($0,6 - 0,9 \text{ МПа}$) і підвищеними ($1,2 - 2,1 \text{ МПа}$) властивостями. Екскаватори з під-

вищеним зусиллям різання застосовують для розробки кам'яного вугілля, напівскельних і мерзлих порід. Крім того екскаватори поділяють по можливості верхнього і нижнього черпання, максимальні розміри яких обумовлюють висоту уступу, що розробляється. У сучасних машин вона досягає 40 – 50 м. Роторні екскаватори бувають з невисувною і висувною стрілами. Екскаватори з невисувною стрілою мають на 20 – 25% меншу масу і надійніші в роботі. Проте при роздільному вийманні корисних копалин більше застосовуються екскаватори з висувною стрілою, максимальне висунення якої складає 25 – 31 м.

Роторні екскаватори мають гусеничний, крокуючо-рейковий і рейково-гусеничний хід з канатним або гідравлічним механізмом приводу. Крокуючо-рейковий хід мають потужні екскаватори з невисувною стрілою. Їх ходове устаткування забезпечує роботу машин на слабкій основі, завдяки низькому питомому тиску на ґрунт (0,1 – 0,2 МПа) і дозволяє бути досить маневреними при виконанні технологічних операцій. Так, крокуючо-рейкові екскаватори обертаються на місці, а багатогусеничні мають мінімальний радіус повороту 50 – 60 м. Розкривні екскаватори експлуатуються при температурах від +40 до – 10°C, а видобувні – в інтервалі температур $\pm 40^\circ\text{C}$. Експлуатація роторних екскаваторів припиняється при швидкості вітру 20 м/с [7].

Роторні екскаватори на гусеничному і крокуючо-рейковому ході розроблюють уступи в основному торцевим вибоєм. Фронтальний вибій застосовується при використанні екскаваторів на рейковому ході, а також при роздільному вийманні складноструктурних пластів.

Застосування торцевих вибоїв дозволяє зменшити витрати електроенергії на пересування екскаватора. Максимальна ширина виймальної західки $b_{z,e}$, м у цьому випадку визначається за формулою

$$b_{z,e} = 1,5R_{k,max} - h_y \text{ctg}\alpha_y. \quad (2.21)$$

Роторними екскаваторами можливо виймати гірничу масу вертикальними та горизонтальними стружками, при яких заглиблення у масив змінюється у межах $(0,4 - 0,7)D_p$ (де D_p – діаметр роторного колеса). При горизонтальних стружках зменшується можлива висота розроблюваного уступу, підвищується до 30% енергоємність

виймання і навантаження на ротор. Застосовується така схема роботи при екскавації м'яких і сипучих порід. Комбінація вертикальних і горизонтальних стружок застосовується для утворення похилих укосів у нестійких породах, а також при роздільному вийманні тонких шарів. Стійкі породи відробляються вертикальними стружками. Найбільша ефективність від використання роторних екскаваторів досягається при вивантаженні породи на відвалоутворювачі безпосередньо або у комплексі з конвеєрами (розкриття), конвеєрний та залізничний транспорт (розкриття і добувні роботи). Малі моделі використовують також сумісно з автотранспортом.

У загальних обсягах відкритих гірничих робіт біля 35% становлять м'які породи, які придатні для розробки багатоковшовими, в основному роторними екскаваторами. У державах СНД поточна технологія на базі техніки безперервної дії широко використовується у вугільній і марганцеворудній промисловості, де вона найбільш економічна. Однак роторні екскаватори, за даними інституту з проблем комплексного освоєння надр (РАН ІПКОН), доцільно застосовувати лише при висоті уступів, що знаходяться у діапазоні до максимальної висоти копання машин у звичайному виконанні. При більшій потужності порід слід використовувати компактні роторні екскаватори у комплексі з перевантажувачем за дво- чи трипідступною технологічною схемою. Такі екскаватори експлуатуються у багатьох країнах, де характеризуються високими техніко-економічними показниками. Їх використання дозволяє знизити масу екскаватора в 2,5 – 3 рази порівняно з аналогічними за продуктивністю роторними екскаваторами у звичайному виконанні. Коефіцієнт готовності таких машин вище, а термін простоїв у ремонтах менший. Швидкість пересування їх значно більша, а використання у комплексі з перевантажувачами дозволяє знизити кількість пересувів вибійних конвеєрів до 2 – 3 за рік. Орієнтація на застосування компактних роторних екскаваторів є перспективною, оскільки їх перевага полягає не тільки у зменшенні маси та капіталоемності вибійної ланки машин, але й у гнучкості технології їх використання на більших по висоті уступах з більш сприятливими умовами ведення роздільного виймання порід, що особливо важливо при комплексному освоєнні родовища.

При розробці порід розкриву для підвищення маневреності та збільшення відстані між суміжним пересуванням багатоковшових екскаваторів і стрічкових конвеєрів або відвалоутворювачів відносно один одного використовуються самохідні перевантажувачі (рис. 2.12). За призначенням вони поділяються на два основні типи: вибійні та міжступні (компенсатори висоти). За конструктивними ознаками перевантажувачі поділяються на неповоротні, частково і повністю поворотні; з однією двохконсольною стрілою, двома консольними стрілами, однією консольною стрілою та мостового типу; з незалежним поворотом двох стріл і з однією поворотною стрілою; з підйомними і нерухомими стрілами; на пневмоході, гусеничному, рейковому, крокуючому та комбінованому. У свою чергу, відвалоутворювачі поділяються: за технологічною ознакою – працюючі у складі транспортних і транспортно-відвальних комплексів; за типом ходового устаткування – крокуючі, крокуючо-рейкові, гусеничні та крокуючо-гусеничні; за конструкцією підвіски стріл – з канатною підвіскою, з обпиранням приймальної стріли на окреме ходове устаткування та з обпиранням приймальної стріли на постав конвеєра.

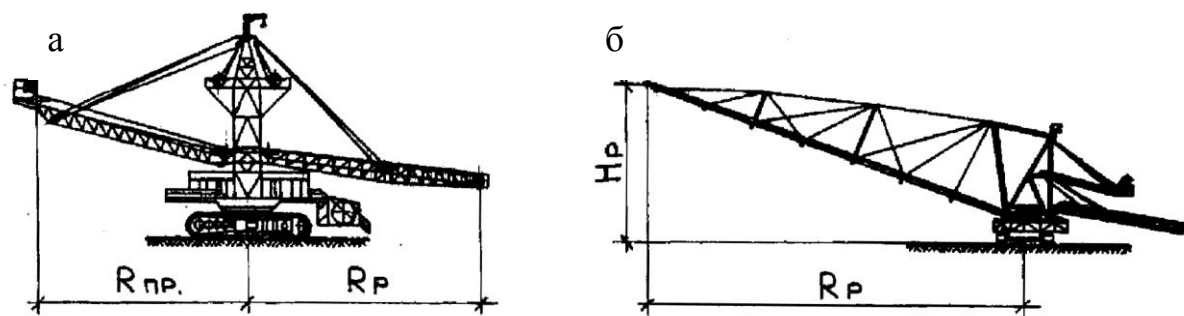


Рисунок 2.12 – Схема перевантажувача гірських порід (а) і відвалоутворювача (б)

Відвалоутворювачі та перевантажувачі виробляються одно- і двоагрегатного типу. Як правило, відвальна (навантажувальна) стріла, консоль противаги й електроустаткування розміщуються на поворотній частині основного агрегату. Таким чином відвальна стріла є або повноповотною, або має робочі кути повороту значно більші порівняно з приймальною стрілою. При цьому двоагрегатна конструкція відвалоутворювачів порівняно з одноагрегатною має декілька

переваг: більшу ширину блоків при відсипанні відвалів; менші втрати часу при переміщенні; відсипку відвалу без "мертвих зон"; центроване завантаження бункера конвеєра відвальною стрілою. Незважаючи на те, що крокуючий і крокуючо-рейковий хід по маневреності перевищує гусеничний, він має свої переваги: відвалоутворювач може пересуватись без припинення відсипки відвалу; забезпечує більш високу швидкість пересування; гусениці не прилипають і не примерзають до ґрунту; менші витрати електроенергії.

Перевантажувачі мають як дві окремі стріли, так і одну загальну з суцільним конвеєром. Останні прості по конструкції, мають меншу масу, мобільні в експлуатації. Проте перевантажувачі з незалежними стрілами і двома окремими конвеєрами зручніші при експлуатації у різних технологічних схемах комплексу машин.

Стрічкові конвеєри при роботі у комплексі з багатоковшовими екскаваторами мають напівстаціонарну конструкцію і складаються з легкозбірних елементів: привідних і натяжних станцій, лінійних і перехідних секцій, барабанів, роликкоопор та бункерів. Секції встановлюються на дерев'яних або металевих шпалах і мають спеціальне кріплення для можливості пересування турнодозерами. У конвеєрів малої продуктивності вибійні навантажувальні бункери використовуються у вигляді воронки з нахилом стінок $45 - 60^\circ$ і пересуваються по роликкоопорах за допомогою контактної лебідки. У конвеєрів середньої та великої продуктивності вибійні бункери самохідні на рейковому ході. Для передачі транспортованої гірничої маси на приймальні конвеєри перевантажувачів та відвалоутворювачів застосовуються перевантажувальні візки. Вони виготовляються з підйомною, поворотною і неповотною консолями. У візків загальна з конвеєром стрічка.

Візки пересуваються на рейковому ході. З наведеного устаткування формуються принципові схеми роторних комплексів. Вони можуть складатися з роторного екскаватора – відвалоутворювача; роторного екскаватора-перевантажувача – системи стрічкових конвеєрів – відвалоутворювача; роторного екскаватора – перевантажувача – залізничного транспорту. Перевантажувач може знаходитись безпосередньо біля екскаватора, у

середині ланки конвеєрів (міжступні) та перед відвалоутворювачем. Комплекси у своєму складі нараховують один-два роторних екскаватора, іноді один-два перевантажувача, п'ять-десять конвеєрів, один відвалоутворювач або перевантажувальне устаткування.

2.7 Шнекобурове виймання корисних копалин

Шнекобурове устаткування застосовується для вибурування виходів шарів корисних копалин на ділянках з коефіцієнтом розкриву більше граничного, а також для доробки покладів за межами кар'єрів та у запобіжних ціликах. Шнекобурова машина (рис. 2.13) являє собою корпус із електричним або дизельним двигуном, допоміжними механізмами й може пересуватися бульдозером по залізничних рейках або обладнуватися крокуючим чи гусеничним ходом. Робочий орган представлений шнековим ставом з буровою коронкою на кінці такого ж діаметра. Найбільше застосування шнеко бурове устаткування застосовується на зарубіжних кар'єрах для добування вугілля. При цьому здрібнене коронкою вугілля переміщується шнеком з вибою й навантажується конвеєром в автосамоскиди. Буровий шнек для запобігання засмічування вугіллям при вийманні й забезпечення стійкості свердловини приймається на 15 – 20 см менше за потужність шару. Щоб покрівля шару не порушувалася, між свердловинами залишають цілини вугілля (рис. 2.14).

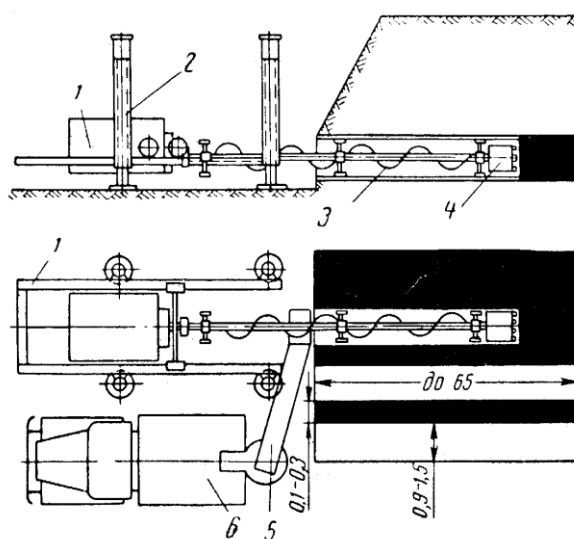


Рисунок 2.13 – Схема роботи шнекобурової машини: 1 – шнекобурова машина; 2 – гідравлічні домкрати; 3 – шнек; 4 – бурова коронка; 5 – конвеєр; 6 – автосамоскид

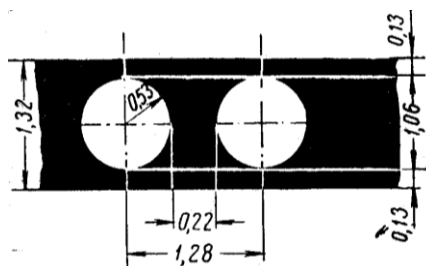


Рисунок 2.14 – Схема розташування шнекових свердловин і ціликів між ними

Діаметр вибурюваних свердловин доходить до 1,5 м, а глибина – до 70 м. Буріння свердловини на необхідну глибину виконується поступовим нарощуванням ставу шнеків з окремих секцій довжиною по 4,2 – 6 м. Шнекобурові машини (табл. 3.2) можуть застосовуватися роздільно або в комплексі з екскаватором. Комбіноване використання на кар'єрах звичайного й шнекобурового устаткування забезпечує економічне добування корисних копалин на ділянках з великим коефіцієнтом розкриву.

Таблиця 2.2 – Технічна характеристика шнекобурових машин

Найменування	Показник			
Тип машини	ШБ-1	ШБ-1м	ШБ-2	М-36
Продуктивність, т/ч	42,8	42,8	114,2	42,8
Робочий орган	одношпин- дільний	одношпин- дільний	двухшпин- дільний	одношпин- дільний
Діаметр бурових ставів, м	0,6; 0,8; 1,0	0,65; 0,85; 1,05	0,95; 1,2	0,91
Довжина секції, м	4,2	4,2	5,6	6,1
Глибина буріння, м	50	50	70	50
Кут нахилу буріння, град	0 – 15	0 – 15	0 – 20	0
Потужність основного двигуна, кВт	150	130	–	150
Маса, т	37	42,3	–	25

Шнекобуровий спосіб переважно використовується для розробки вугільних покладів і дає можливість робити роздільне виймання тонких шарів, забезпечувати чистоту вугілля й зниження обсягу його збагачення в 2 – 2,5 рази. Недоліком такого способу є великий вихід дріб'язку й втрати вугілля в ціликах, які досягають 55%.

Виймання вугілля здійснюється з розрізної траншеї, проведеної драглайном зі складуванням порід розкриву по обох її боках (рис. 2.15). Експлуатаційна продуктивність шнекобурової машини $Q_{ш}$ (т/см) визначається по формулі

$$Q_{ш} = \frac{60\rho\Gamma_{см}K_u}{t_{ц}} = \frac{60S_cL_c\gamma K_u}{\frac{L_c}{g_{\sigma}} + (n-1)(t_n + t_p) + t_e} \quad (2.22)$$

де ρ – вихід вугілля з 1 м свердловини, т; $t_{ц}$ – час циклу вибурювання 1 м свердловини, хв; S_c – площа поперечного перетину свердловини, м²; γ – щільність вугілля, т/м³; L_c – глибина свердловини, м; g_{σ} – експлуатаційна швидкість буріння, м/хв; n – кількість шнекових секцій у буровому ставі; t_n , t_p – відповідно час нарощування й розбирання однієї шнекової секції, хв (для ШБ-1 $t_n = 1$ хв; $t_p = 2$ хв); t_e – час на допоміжні роботи з пересувки й встановлення машини, а також забурювання свердловини, хв.

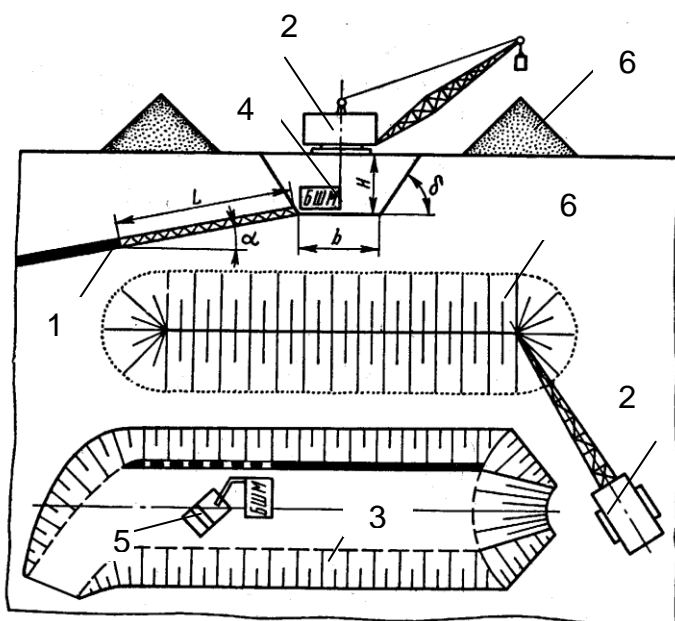


Рисунок 2.15 – Схема виймання пласта вугілля шнекобуровим способом: 1 – шар вугілля; 2 – драглайн; 3 – розрізна траншея; 4 – шнекобурова машина; 5 – автосамоскид; 6 – відвал породи розкриву

При пологому заляганні шару корисної копалини на рівнині, а також на косогорі може бути здійснене шнекобурове виймання на глибину понад довжини однієї свердловини. Для цього шар розрізними траншеями 1, 2, 3 розбивається на панелі, ширина яких дорівнює довжині однієї свердловини (рис. 2.16).

Максимальна глибина розрізної траншеї $H_{ш}$ (м) становить

$$H_{ш} = \sqrt{\left(\frac{e}{2\text{ctg}\delta}\right)^2 + \frac{\rho e K_2}{\left(d + a + \frac{c}{n_c}\right)\text{ctg}\delta}} - \frac{e}{2\text{ctg}\delta}, \quad (2.23)$$

де e – ширина траншеї по низу, м; δ – кут укосу бічних стінок траншеї, град; e – кількість рядів свердловин за потужністю шару; K_2 – граничний коефіцієнт розкриття, м³/т; d – ширина підземної виробки (для машин ШБ-1 дорівнює діаметру свердловини), м; a , c – відповідно ширина між свердловиною й бар'єрним ціликом, м; n_c – кількість однорядних або дворядних свердловин у блоці.

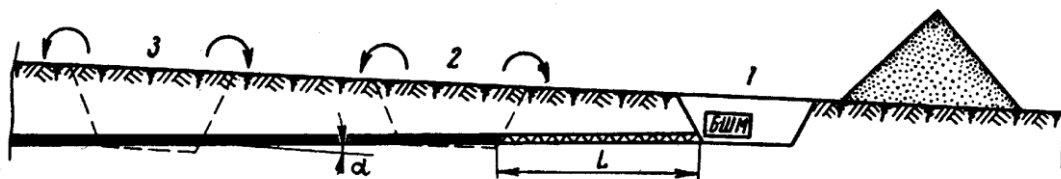


Рисунок 2.16 – Схема розкриття покладу локальними траншеями з добування вугілля на довжину декількох шнекових свердловин: 1, 2, 3 – розрізні траншеї; 4 – шнекобурова машина; 5 – ширина панелі; 6 – відвал порід розкриття

Ширина робочої площадки буде визначатися параметрами розміщення шнекобурової машини й можливим розворотом у траншеї автосамоскидів. Рациональна довжина фронту робіт для шнекобурового виймання $\ell_{ш}$ (м) визначається з умов однакового посування машини й екскаватора уздовж траншеї

$$\ell_{ш} = \frac{L_K Q_{ш} (d + a) h_y e n}{S_c Q_{э} (L_K - n_{mp} (c - a) - c)} \quad (2.24)$$

де L_K – довжина кар'єру, м; $Q_{ш}$, $Q_{э}$ – експлуатаційна продуктивність шнекобурової машини й екскаватора, м³/год; h_y – висота уступу, м; e_n – ширина виймальної панелі, м; n_{mp} – кількість виробок, розміщених на уступі.

При випробуванні шнекобурового добування вугілля на Байдаєвському кар'єрі машиною М-36 були досягнуті такі показники: $L_c = 50$ м; $K_e = 0,8$; $\vartheta_{\delta} = 1,2$ м/хв; $t_n + t_e = 3$ хв; $t_e = 15$ хв; $n = 12$; $d = 1,1$ м; $a = 15 - 30$ см; $c = 0,9 - 1,2$ м; $\alpha = 5 - 70$ м. Продуктивність добування в середньому становила 100 т/дм при максимальній 231 т/дм. Продуктивність роботи на вихід була в середньому 57,7 т. Для обслугову-

вання устаткування була задіяна бригада із трьох-чотирьох робітників у зміну. Недоліком при роботі шнекобурових машин було виявлено часте пересікання свердловин між собою внаслідок неточного розміщення машин у вибої бульдозером. Самохідні машини позбавлені цього недоліку.

2.8 Виробнича продуктивність виймально-навантажувального устаткування

Технічна можливість і економічна доцільність застосування на кар'єрах того чи іншого різноманітного виймально-навантажувального устаткування залежить від міцності порід, умов залягання порід розкриву і корисної копалини, необхідної продуктивності машин, стану механізації суміжних процесів (підготовка порід до виймання і їх транспортування одним або декількома засобами), кліматичних умов, способу виймання (валовий або роздільний) та інших чинників. Залежно від встановленої продуктивності кар'єру з видобутку корисних копалин A_n (м³), виймання порід розкриву A_e (м³) і відповідної довжини фронту робіт $L_{\phi,n}$ і $L_{\phi,e}$ (м) щорічно необхідно готувати і відпрацьовувати панелі загальною шириною σ (м), які визначаються за формулами

$$\sigma_{b,n} = \frac{K_{n,p} A_n}{L_{\phi,n} h_n}; \sigma_{b,e} = \frac{K_{n,p} A_e K_m}{L_{\phi,e} h_e}, \quad (2.25)$$

де $K_{n,p}$ – коефіцієнт нерівномірності виконання гірничих робіт.

Як вже відзначалося вище, панель відпрацьовується екскаваторними західками відповідної ширини і блоками за довжиною. В цьому випадку кількість екскаваторних машин і їх продуктивність повинні забезпечувати встановлене співвідношення відповідно до своїх робочих параметрів. При цьому, якщо висота видобувного уступу і ширина виймальної західки залежать від геометричних розмірів робочого устаткування, то продуктивність машини визначається в основному ємністю робочого органу і періодом його розвантаження або обороту за одиницю часу.

Розрізняють продуктивність виймально-навантажувального устаткування теоретичну, технічну й експлуатаційну. **Теоретична продуктивність** показує кількість гір-

ничої маси в тоннах або кубометрах, яку можливо виймати з масиву вибою при безперервній роботі машини за годину відповідно до її конструктивних особливостей. Для багато- і одноковшових екскаваторів теоретична продуктивність $Q_{e.z}$ (м³/год) визначається за формулою

$$Q_{e.z} = 60q_e n_k, \quad (2.26)$$

де q_e – об'єм ковша екскаватора, м³; n_k – кількість ковшів, які розвантажуються за хвилину.

Для багатоковшових екскаваторів значення n_k задається в технічній характеристиці, а для одноковшових визначається із співвідношення

$$n_k = \frac{60}{t_{ц.м}}, \quad (2.27)$$

де $t_{ц.м}$ – теоретична тривалість робочого циклу, с.

У цьому випадку теоретична продуктивність екскаваційних машин циклічної дії складає

$$Q_{e.z} = \frac{3600q_e}{t_{ц.м}} \quad (2.28).$$

Для екскаваційних машин теоретична продуктивність наводиться в паспортних даних, тому вона називається також і паспортною.

Технічна продуктивність показує максимальну продуктивність екскаваційної машини за час безперервної роботи в конкретних гірничогеологічних умовах. Вона залежить від конструктивних параметрів машини, коефіцієнта екскавації порід, коефіцієнтів наповнення ковша K_n , розпушування порід у ковші K_p , параметрів вибою й умов розвантаження (у відвал або в транспортні засоби). Параметри вибою впливають на тривалість допоміжних операцій з переміщення машин, видалення негабариту тощо.

Технічна продуктивність у щільній масі для багатоковшових $Q_{ем.м}$ (м³/год) і одноковшових $Q_{ео.м}$ (м³/год) машин відповідно визначається за формулами

$$Q_{ем.м} = 60q_e n_k K_e K_z; \quad Q_{ео.м} = \frac{3600q_e}{t_{ц.р}}, \quad (2.29)$$

де K_e – коефіцієнт екскавації, $K_e = \frac{K_{e.n}}{K_{e.p}}$; K_3 – коефіцієнт вибою, що враховує вплив допоміжних операцій, $K_3 = \frac{t_{e.p}}{(t_{e.p} + t_{e.n})}$; $t_{e.p}$ – тривалість безперервної роботи машини в одному положенні у вибої, с; $t_{e.n}$ – тривалість однієї зміни положення машини у вибої з відпрацювання західки, с; $t_{ц.p}$ – розрахунковий період робочого циклу в конкретному вибої, що залежить від типу відпрацьовуваних порід, якості їх розпушування і кута повороту машини для розвантаження, с.

Експлуатаційна продуктивність виймально-навантажувального устаткування визначається з урахуванням тривалості робочого часу за певний період, який пов'язаний з неминучими організаційними і технологічними простоями (приймання і здавання зміни, огляд і змащування вузлів машини, очікування транспортних засобів тощо). Експлуатаційна продуктивність розраховується за зміну, добу, місяць і рік. При розрахунках продуктивності за місяць і рік враховуються витрати часу на планові ремонти устаткування. Найбільшою мірою рівень організації робіт характеризує річна продуктивність машини. При цьому змінна експлуатаційна продуктивність екскаваційної машини $Q_{e.зм}$ (м³/зм) визначається за формулою

$$Q_{e.зм} = Q_{e.m} T_{зм} K_6, \quad (2.30)$$

де $T_{зм}$ – тривалість зміни, год; K_6 – коефіцієнт використання машини впродовж зміни.

Річна експлуатаційна продуктивність виймально-навантажувального устаткування $Q_{e.г}$ (м³/рік) визначається за формулою

$$Q_{e.г} = Q_{e.зм} N_p n_{зм}, \quad (2.31)$$

де N_p – кількість робочих днів машини за рік; $n_{зм}$ – кількість робочих змін за добу.

Кількість робочих днів устаткування залежить від кліматичних умов і режиму роботи кар'єру. Так, екскаваційні машини безперервної дії на розкривних роботах експлуатуються від 250 робочих днів у центральних районах, до 175 днів – у північних. Машини циклічної дії працюють круглий рік із вихідними днями в неділю або ж без них. Тривалість роботи виймально-навантажувального устаткування залежно від вказаних чинників визначається за Нормами технологічного проектування [9] конкретно для кожного району ведення гірничих робіт.

2.9 Правила безпеки при проведенні виймально-навантажувальних робіт

Відповідно до встановлених правил Безпеки [10] висота уступу в кар'єрі повинна бути визначена проектом з урахуванням фізико-механічних властивостей гірських порід і корисних копалин, гірничотехнічних умов їх залягання та робочих параметрів гірничих машин. Під час експлуатації гідравлічних екскаваторів та гідравлічних навантажувачів висота уступу повинна визначатись розрахунком залежно від їх технічних характеристик. При цьому висота вибою не повинна перевищувати:

- у разі розробки канатними одноковшовими екскаваторами типу механічної лопати та навантажувачами без застосування підричних робіт – висоти їх черпання;
- у разі розробки драглайнами, багатоковшовими та роторними екскаваторами – висоти або глибини черпання екскаватора.

Під час відпрацювання порід і руд із застосуванням підричних робіт допускається збільшення висоти вибою до півтори висоти черпання. У цих випадках необхідно вживати додаткових заходів, які запобігають довільному обваленню козирків і нависів. Допускається відпрацювання уступів висотою до 30 м шарами за умови тимчасової ліквідації уступів на проміжному контурі та виведення уступів на проектний контур. При цьому висота вибою повинна бути не більше ніж півтори максимальної висоти черпання екскаватора під час розробки першого (верхнього) шару і висоти черпання під час розробки наступних (нижніх) шарів.

Під час відпрацювання уступів шарами необхідно вживати заходів безпеки, які унеможливають відшарування та обвалення кусків породи з укосу уступу (похиле буріння, контурне підривання, заукіска укосів). Кути укосів робочих уступів необхідно влаштовувати таким чином, щоб вони не перевищували:

- під час роботи екскаваторів типу механічної лопати, роторних екскаваторів та драглайна – 80° ;
- під час роботи багатоковшових ланцюгових екскаваторів з нижнім черпанням – кута природного укосу цих порід.

Гірниче та транспортне устаткування, транспортні комунікації, мережі електропостачання та зв'язку необхідно розміщувати на робочих площадках уступів за

межами призми обвалення. Параметри призми обвалення уступів кар'єрів і ярусів відвалів повинні визначати геологічна та маркшейдерська служби гірничого підприємства або спеціалізована організація, яка має дозвіл (ліцензію) на виконання такого виду робіт, з урахуванням фізико-механічних властивостей порід, а також навантажень на уступи й яруси, що створюються устаткуванням.

Відстань від нижньої брівки уступу (розвалу гірничої маси) до осі найближчої залізничної колії повинна бути не менше ніж 2,5 м. Ширина робочої площадки з урахуванням її призначення повинна визначатися розрахунком відповідно до норм технологічного проектування [11]. Під час відпрацювання уступів екскаваторами з верхнім навантаженням відстань від брівки уступу до осі залізничної колії або автодороги повинна бути визначена проектом, але не менше ніж 2,5 м.

Висота уступу (підступу) повинна бути такою, щоб забезпечувалась видимість транспортних засобів із кабіни машиніста екскаватора. Під час ведення розкривних робіт, що здійснюються за безтранспортною системою розробки, відстань між нижніми брівками уступу корисних копалин і породного відвалу повинна бути визначена проектом. За наявності залізничних колій або конвеєрів відстань від нижньої брівки відвалу до осі залізничної колії або осі конвеєра повинна бути не менше ніж 4,0 м.

Відстань між суміжними запобіжними бермами під час ліквідації уступів і постановки їх в граничне положення повинна бути визначена проектом, але не більше висоти двох уступів. В усіх випадках ширина берми повинна бути такою, щоб було можливим її механізоване очищення і щоб вона була не менше третини висоти уступу (уступів – у разі їх об'єднання).

Запобіжні берми необхідно влаштовувати горизонтальними або з ухилом у бік борту кар'єру і регулярно очищати від кусків породи та сторонніх предметів.

Відстань по горизонталі між робочими місцями екскаваторів або механізмами, розташованими на двох суміжних по вертикалі уступах, повинна бути не менше ніж півтора їх максимального радіуса черпання під час екскаваторної розробки. Під час буріння перфораторами та електросвердлами ширина робочої площадки повинна

бути не менше ніж 4 м. Підготовлені для буріння негабаритні блоки гірничої маси необхідно складувати в один шар поза зоною можливого обвалення уступу.

Усі гідротехнічні споруди (греблі, дамби, водозливи) необхідно своєчасно готувати до зимового періоду, а також до пропуску паводкової води. Не дозволяється експлуатувати драги (земснаряди) з відхиленням від цих величин. За наявності мерзлого шару (сезонна мерзлота) або міцних зцементованих порід відробляти вибої з підробкою лобового укусу не дозволяється.

Робота драг (земснарядів) в осінньо-зимовий період здійснюється відповідно до заходів, що передбачають додаткові вимоги безпеки з урахуванням ускладнених умов проведення робіт (низькі температури, льодоутворення). Працівникам на плаваючих засобах не дозволяється підпливати до земснаряда з боку всмоктувального ґрунтопровода. Для входу на драгу (земснаряд) і виходу з драги повинні бути обладнані відкидні містки (трапи) з перилами висотою не менше ніж 1 м. Спуск трапа на берег дозволяється в спланованих місцях на борт вибою, що не має навислих "козирків". Береговим кінцем трапа в спущеному стані необхідно перекривати лінію вибою не менше ніж на 2 м. Не дозволяються спуск і підйом трапа з людьми.

Видобування штучного каменя та великих блоків у кар'єрах необхідно проводити уступами з послідовним відпрацюванням кожного уступу зверху вниз. Уступи можуть бути розбиті на підступи. Висота уступу повинна бути кратною висоті блока, що випилюється (з урахуванням товщини пропилу), і не вище: під час роботи каменерізальних машин з механізованим прибиранням каменя – 3 м і відповідати каменерізальному застосовуваному устаткуванню; під час прибирання вручну – 2,35 м; під час розробки вручну міцних порід типу граніту і застосування засобів малої механізації – 6 м.

Розробку уступів більшої висоти необхідно проводити тільки за спеціальним проектом, яким передбачено застосування відповідних механізмів і заходи безпечного ведення робіт. В окремих випадках під час роботи горизонтальними західками допускається перевищувати висоту уступу порівняно з розрахунковою, але не більше ніж на висоту одного блока, що випилюється. При цьому верхній блок або плиту повинні прибирати працівники, які перебувають на покрівлі уступу. Ширину робо-

чої площадки уступу (підступу) необхідно визначати розрахунком із забезпеченням розміщення на ній устаткування, гірничої маси, необхідного запасу матеріалів і наявності вільних проходів шириною не менше ніж 1 м. При цьому мінімальна ширина робочої площадки повинна бути не менше ніж 3 м.

3 ДОСЛІДЖЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ГІРНИЧОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ КАР'ЄРІВ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ЇХ ПАРАМЕТРІВ

3.1 Схема транспортування бурого вугілля в системі гірничо-металургійного виробництва

З метою використання бурого вугілля у якості палива для виробництва металізованих окатишів. Державним підприємством з проектування підприємств коксохімічної промисловості (скорочено ДП «Гіпрококс») у 2012 – 2013 рр. виконується проектування вугледобувного й термохімічного переробного комплексу з одержанням губчатого заліза. Продуктивність з добування бурого вугілля передбачена на Ново-Дмитрівському родовищі у обсязі 3 млн.т/рік. Оскільки гірничо-геологічні умови на цьому родовищі надто складні, а глибокі його горизонти надмірно обводнені Інститутом з проектування гірничодобувних підприємств НГУ для скорочення терміну введення підприємства до експлуатації почати у першу чергу розробку Бантишевського буровугільного родовища, а потім, по можливості, Степківського й Берекського [12].

Аналіз існуючого положення (рис. 3.1) показує, що розвинута транспортна система характеризується досить щільною сіткою автомобільних і залізних доріг. Оскільки будівництво крупних гірничо-металургійних підприємств передбачає знаходження на кожному з них накопичувальних складів, відстань до таких ємностей відповідних транспортних засобів визначається не тільки відстанню перевезення, а й її інтенсивністю (табл. 3.1). Встановлення найліпшого з них обумовлюється мінімальною вартістю перевезень [13].

Розглядаємі родовища бурого вугілля, що знаходяться відносно близько до центрального місця переробки на Ново-Дмитрівській промисловій площадці, можливо поєднати з нею різними видами транспорту. Поряд із застосуванням діючих автодоріг та залізниць, можливо також орієнтуватися і на експлуатацію трубопровідного транспорту з переміщенням вугілля за допомогою енергії води або ж у самхідних візках. Детально така можливість буде виконана у наступних дослідженнях.

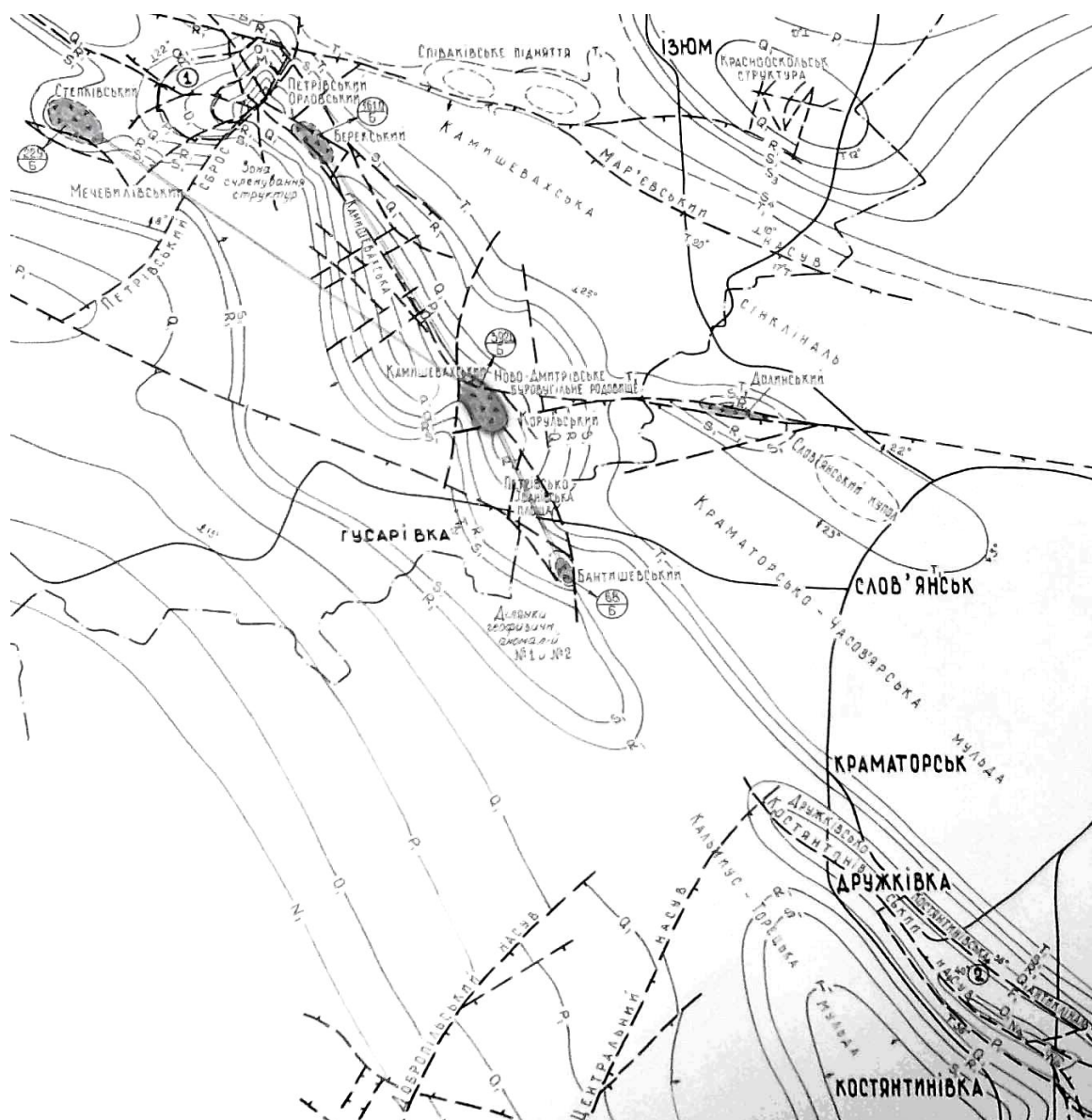


Рисунок 3.1 – Схема розміщення гірничо-металургійних об'єктів комбінату з виробництва губчатого заліза

Таблиця 3.1 – Характеристика буровугільних родовищ

Показники	Родовища			
	Ново-Дмитрівське	Бантишевське	Степківське	Берекське
Річна продуктивність з добування:				
– вугілля, млн. т	3,0	0,5	1,0	2,7
– породи розкриття, млн. м ³	10,0	1,7	9,0	20,5
Відстань транспортування до накопичувального складу, км:				
– у межах ст. Гусарівка	31,3	10,7	82,6	41,0
– у межах Ново-Дмитрівського кар'єру	0	30,4	22,4	34,2
Зольність, %	5,6 – 15,8	15,1 – 23,6	13,9 – 31,5	30,0 – 40,0
Вміст сірки, %	2,0 – 3,2	1,6 – 1,8	0,8 – 1,2	0,8 – 3,1
Теплота згорання, ккал/кг	4500 – 5500	5733 – 7565	4271 – 5689	5884 – 6798

Як видно із табл. 3.1, найбільш вигідна транспортна ситуація належить Бантишевському родовищу, де можливо використовувати як проведені автомобільні дороги, так і діючу залізницю. Але слід відмітити, що перевезення гірських порід залізницею буде супроводжуватися жорсткими правилами навантаження і розвантаження вагонів та побудовою спеціальних пунктів їх обслуговування. На діючих автодорогах також слід дотримуватися встановлених нормативів дорожнього руху. Тому в майбутньому при плануванні маршрутів доставки вантажу слід орієнтуватися на побудову окремої нової автодороги, що буде націлена на переміщення автосамоскидів великої вантажності. У цьому випадку і об'єм вантажопотоку буде зменшено вдвічі.

При розробці Берекського і Степківського родовищ довжина транспортування досить велика. Діюча сітка автодоріг характеризується збільшеною довжиною до 41 і 82 км відповідно. Побудова спеціальної автодороги для цих родовищ дає змогу суттєво зменшити відстань транспортування.

Аналіз показників експлуатації розглядаємих кар'єрів у цілому дає змогу рекомендувати до першочергової розробки Бантишевське родовище. Незважаючи на невеликі промислові запаси і виробничу потужність, середній коефіцієнт розкриття на ньому становить усього $1,09 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Геологічні умови залягання прості, а термін експлуатації у 14 років дозволяє на перших етапах будівництва Ново-Дмитрівського вуглепереробного комплексу суттєво підтримати його сировинну базу. Оскільки умови розробки Берекського і Степківського родовищ більш складні відносно Бантишевського, розробка їх може бути рекомендована на більш віддалену перспективу.

3.2 Гірничо-геологічна характеристика Бантишевського родовища бурого вугілля

Розрахунок якості і технологічних властивостей бурого вугілля на Бантишевському родовищі (див. §1.1) показав, що найбільш сприятливі умови для формування вугільних покладів склалися тільки в центральній частині депресії, що і призвело

до створення на його площі торф'яного болота. В бік бортів проявляється погрублення уламкового матеріалу, що вказує на активізацію тут ерозійних процесів.

На пошуковій стадії геологорозвідувальних робіт дослідження фізико-механічних властивостей порід, в тому числі і порід розкриву не проводилися. Але в процесі детальної розвідки Ново-Дмитрівського родовища дослідження фізико-механічних властивостей порід і вугілля були виконані в повному обсязі (рис. 3.2). Наведені параметри ФМВ вугленосних порід є базовими для оцінки інженерно-геологічних умов буровугільних родовищ того ж генетичного типу.

Система	Відділ	Світа	Продуктивний горизонт	Індекс буровугільних пластів	Потужність світи, м	№ інженерно-геологічного шару	Літологічний розріз	Значення фізико-механічних характеристик																												
								природна вологість, %		коэф. водонасичення		число пластичності, %		Показник констистенції	зміст фракцій, %			об'ємна вага, г/см ³		питома вага, г/см ³		пористість, %		коэф. пористості	кут внутрішнього тертя	зчеплення, т/м	коэф. структурного ослаб.	межа міцності при стиску, кг/см ²								
								середнє	коэф. варіації	середнє	коэф. варіації	середнє	коэф. варіації		підвищених (0,05-2,0 мм)	пилуватих (0,002-0,05)	глинистих (0,002 мм)	середнє	коэф. варіації	середнє	коэф. варіації	середнє	коэф. варіації													
неогенова	N ₂	N ₂	N ₂ ¹	N ₂ ²	35-40	I		21.2	15	0.84	9	22	42	0.0	23.0	54.4	22.6	1.97	4	2.67	5	39.8	7	0.64	11	12	12.0	1.0	12.0	-	-					
					20-60	II		14.0	8	0.88	8	13	29	-0.27	83.9	18.9	9.0	2.11	1	2.64	1	29.8	3	0.42	5	2.9	7.5	1.0	7.5	-	-					
					30-60	III		17.4	22	0.86	8	20	28	0.10	54.2	27.0	18.8	2.02	3	2.66	2	35.0	9	0.56	14	14	14.6	1.0	14.6	-	-					
						IV		21.2	31	0.92	6	24	39	0.29	49.0	42.8	16.4	2.03	7	2.66	1	36.2	18	0.59	32	20	15.2	1.0	15.2	-	-					
						V		34.0	24	0.93	8	37	32	0.15	24.2	40.2	38.5	1.84	6	2.63	3	48.6	12	0.96	22	8	11.5	1.0	11.5	-	-					
						V ₂		17.9	-	-	-	11	-	1.66	15.4	43.4	35.2	1.45	-	2.31	-	-	-	-	-	-	20	15.2	1.0	15.2	-	-				
	міоцен	N ₁	N ₁	N ₁ ¹	N ₁ ²	55-150	VI		57.1	26	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	30	22.5	1.0	22.5	-	-						
							VI ₁		38.5	24	0.94	8	29	35	0.09	20.5	45.4	36.8	1.74	7	2.55	6	51.5	10	1.04	16	15	14.0	0.5	7.0	-	-				
							VI ₂		15.4	-	0.89	-	-	-	-	45.9	36.9	17.2	2.12	-	2.69	-	31.6	-	0.46	-	34	4.0	1.0	4.0	-	-				
							VI ₃		50.6	30	0.93	-	25	50	0.70	24.4	51.1	27.6	1.47	10	2.28	9	51.5	-	1.5	-	20	22.5	1.0	22.5	-	-				
							VI ₄		87.1	26	-	-	-	-	-	-	-	-	1.19	11	-	-	-	-	-	-	-	31/31	35.0	0.2	7.0	18/25	67/43			
							VI ₅		62.0	51	0.90	8	17	32	0.37	26.7	53.4	24.8	1.40	12	2.20	11	64.8	14	1.9	29	20	22.5	1.0	22.5	2.9	2.7				
палеогенова	P ₉	P ₉	P ₉ ¹	P ₉ ²	12-140	VII		64.6	41	0.88	18	36	46	0.29	33.7	43.6	31.5	1.37	20	2.43	9	61.9	14	1.8	43	21	18.0	0.5	9.0	-	-					
						VII ₁		71.5	47	0.88	8	21	36	0.21	41.6	44.5	21.7	1.42	17	2.50	9	66.7	15	2.16	32	36/31	12.0/42.0	1.0/0.5	12.0/21.0	18	55					
						VII ₂		21.0	32	-	-	-	-	-	-	-	1.97	11	-	-	-	-	-	-	-	-	30	60.0	0.3	20.0	37	61				
						VII ₃		15.4	44	0.68	22	2	25	-	37.8	9.8	5.7	1.92	14	2.60	6	37.8	6	0.61	8	34	4.0	1.0	4.0	-	-					
						VII ₄		84.7	24	-	-	-	-	-	-	-	-	1.15	7	-	-	-	-	-	-	-	32/30	40/70	0.2/0.2	6.9/44.0	9/37	56/78				
						VII ₅		18.0	20	0.82	11	3	-	-	34.4	5.3	3.60	1.96	4	2.61	2	36.5	9	0.53	14	34	4.0	1.0	4.0	-	-					
	P ₉	P ₉	P ₉	P ₉ ¹	P ₉ ²	25-165	VIII		44.5	33	-	-	16	36	0.05	23.0	49.3	27.8	1.53	12	2.53	3	-	-	-	-	14	18.0	1.0	18.0	46	45				
							VIII ₁		19.6	20	-	-	3	33	-	87.1	8.7	5.8	-	-	2.62	2	-	-	-	-	-	34	4.0	1.0	4.0	-	-			
							VIII ₂																													
							VIII ₃																													
							VIII ₄																													
							VIII ₅																													

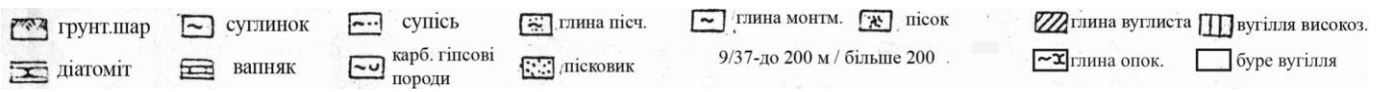


Рисунок 3.2 – Фізико-механічні властивості гірських порід Ново-Дмитрівського родовища

До порід розкриву Бантишевського родовища віднесені пісчано-глинисті утворення полтавської свити міоцену, що трансгресивно залягають на свитах еоцену і олігоцену, а за межами родовища – на мезозойських покладах. В центральній частині депресія складена товщею вуглистих глин та слабких глинистих пісковиків з тонкими прошарками мергелю. В прибортовій зоні – виключно глинистими різнозернистими кварцовими пісками з рослинними залишками. Потужність розкривних порід коливається від 9,5 до 35,3 м. Середній коефіцієнт розкриву 2,8 м³/т.

Аналіз умов залягання родовища (див. рис. 3.3, 3.4) дозволяє встановити напрям посування видобувних гірничих виробок з Півн. Сходу на Півд. Захід (рис. 3.5). Кар'єрне поле знаходиться на місцевості, що не придатна для господарської діяльності. Тому породи розкриву на початку гірничо-будівельних робіт складуються на відстані 10 – 20 м від верхньої брівки кар'єра до зовнішнього насипу-відвалу шириною до 30 м. Довжина зовнішнього відвалу 750 м, висота – до 10 м. Заїзди транспортних засобів виконуються з обох кінців зовнішнього відвалу. Складування порід розкриву бульдозерне.

Відповідно до встановленої продуктивності кар'єра 500 тис. т/рік середній коефіцієнт розкриву Верхнього пласта складає 1,26 м³/т; Нижнього – 6,48 м³/т. Для управління обсягами виймання порід розкриву Верхній пласт слід відпрацьовувати з випередженням на 30 – 40 м проти Нижнього пласта. Середня довжина фронту добувних робіт 650 м, швидкість його посування – 30,5 м/рік. З урахуванням параметрів екскаватора, висота уступа може досягати 25 м з поділенням на верхній і нижній підступи.

У якості виймального обладнання приймається драглайн типу ЕШ-6/45. Їх кількість у дві одиниці забезпечує видобування гірничої маси у обсязі до 2 млн. м³/р із виконанням усіх потрібних видів ремонту на протязі року. Транспортування порід розкриву до зовнішнього відвалу пропонується виконувати автосамоскидами з гідромеханічною передачею типу МоАЗ-7505 вантажністю 23 т. Роботи виконуються у три зміни на протязі 300 днів. Кількість машин для перевезення порід розкриття – 6 одиниць з урахуванням коефіцієнта інвентарного парку. Для планування поверхні відвалу та упорядкування автодоріг і робочих площадок на уступах приймається два бульдозера типу Д-384.

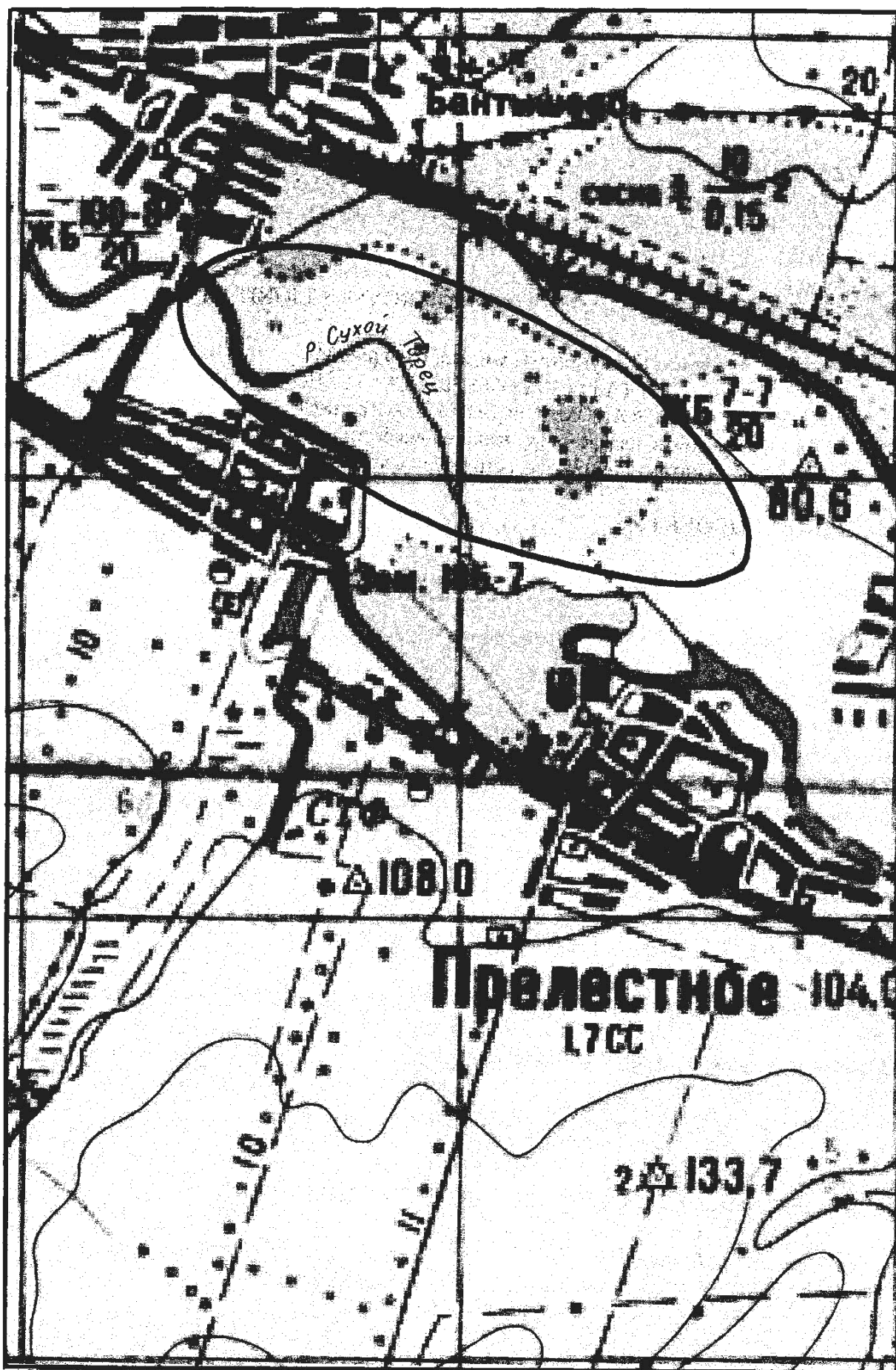


Рисунок 3.3 – Схема розташування Бантишевського родовища

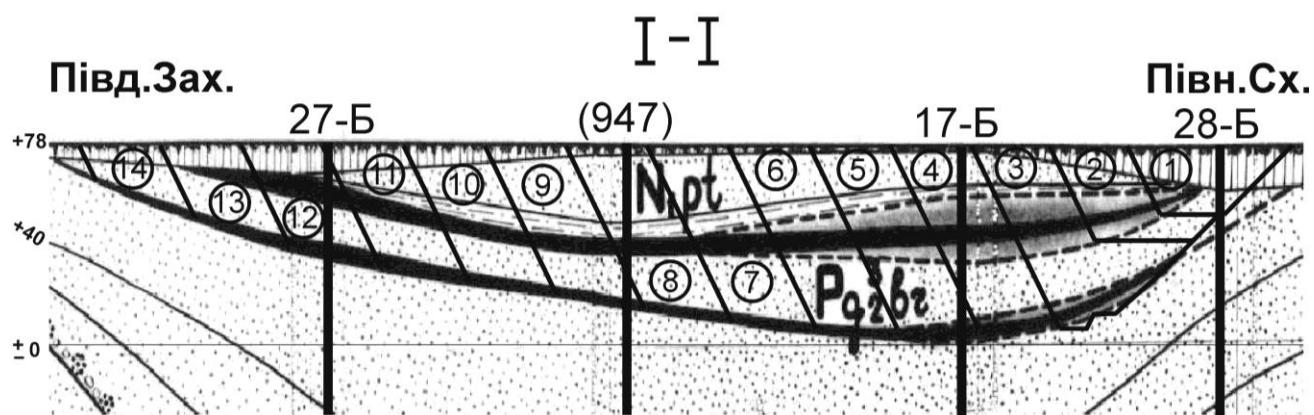


Рисунок 3.4 – Геологічний переріз Бантишевського родовища з посуванням фронту робіт у Південно-Західному напрямку

Вугілля транспортується безпосередньо з вибою автосамоскидами МоАЗ-7505 на склад підприємства, який поряд зі ст. Гусарівка. Термін рейсу 45 хв. За 8-годинну зміну один автосамоскид виконує 8 рейсів і перевозить 184 т вугілля. Для виконання планового завдання з доставки запланованого обсягу вугілля потрібно 2-3 автосамоскидів при роботі у дві зміни при численності того ж порядку, що і на породах розкрити.

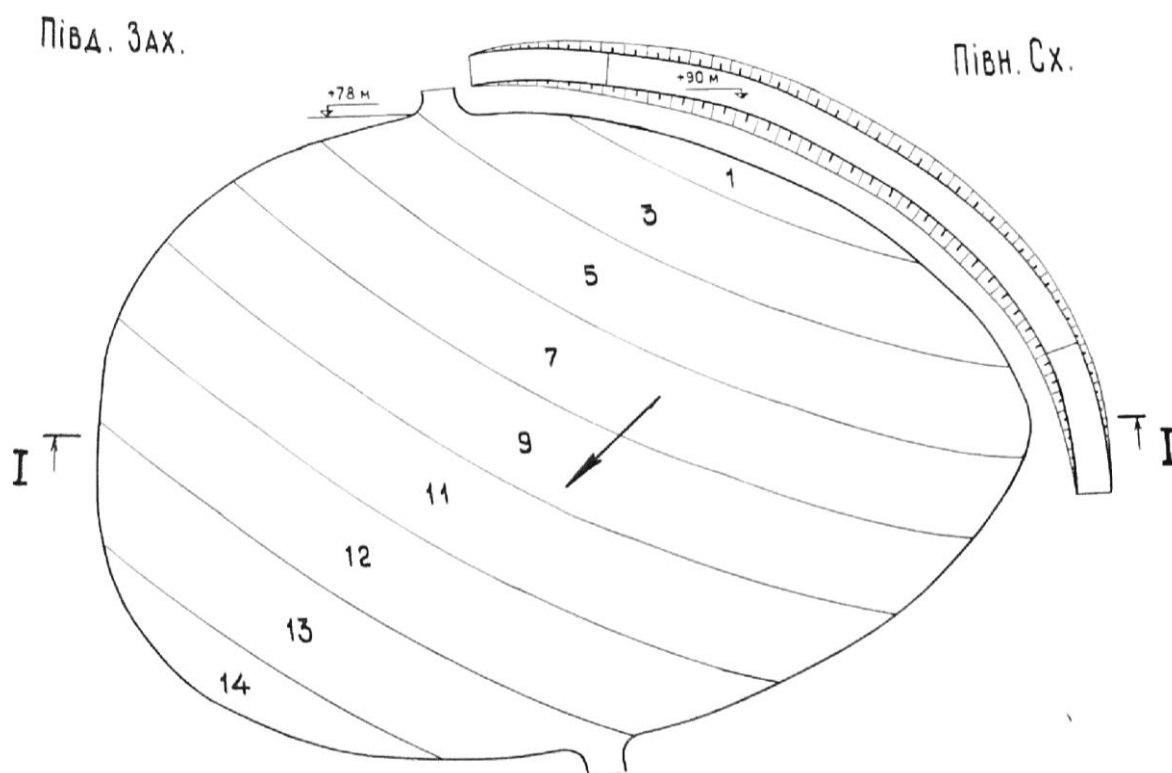


Рисунок 3.5 – Схема відпрацювання і порядок посування фронту гірничих робіт на Бантишевському кар'єрі: 1,2,3...14 – етапи експлуатаційних робіт

Термін підготовки кар'єра до експлуатації складає 0,5 років, а повне його відпрацювання 14 років. Зазначені строки й обсяги робіт потребують уточнення у зв'язку з недостатнім вивченням гірничо-геологічної ситуації родовища, на площі якого пробурено тільки 6 розвідувальних свердловин.

3.3 Гірничо-геологічна характеристика Степківського родовища бурого вугілля

Родовище розташоване в долині р. Берека на західній околиці с. Секретарівка Барвенківського району Харківської області. Приурочено до западини над сольовим штоком, який ускладнює північно-західну перикліналь Степківської антикліналі. Корінні борта складені породами верхнього палеозою і мезозою. Крутизна їх коливається від 45 до 70°. Западина має овальну форму, витягнута в північно-західному напрямку. Розмір її біля 2 км², максимальна зафіксована глибина в центральній частині – 412 м по підшві кайнозойських утворень (рис. 3.6).

Поклади берекської свити відрізняються складним і різноманітним літолого-фаціальним складом, що відображає багатократну зміну умов її формування. В центральній частині родовища вони представлені перешаруванням пластів бурого вугілля (в т.ч. сапропелевого) з гідрослюдистими глинами і кварцовими глинистими пісками. В нижній частині розрізу – різнозернисті (до гравелітів) кварц-глауконітові пісковики з геліфікованими рослинними залишками і піритом. В верхній частині свити свердловиною №960 виявлений тонкий (1,1 м) пласт доломіту (рис. 3.7).

Степківське родовище відрізняється від інших більш складною історією свого формування. Потужність порід розкриву зростає від 60 м поблизу бортів депресії до 263 м – в її центральній частині.

Зверху розташовані червоно-бурі глини та четвертинні суглини. За межами депресій породи розкриву представлені одноманітною товщею континентальних світлих кварцових пісків різної зернистості. В надсольових западинах знаходиться товща вуглистих глин, утворюючих потужні лінзовидні тіла серед світлих різнозернистих кварцових пісків. В нижній половині присутні декілька нестійких тонких вугільних пластів, прошарки мергелів і глинистих вапняків.

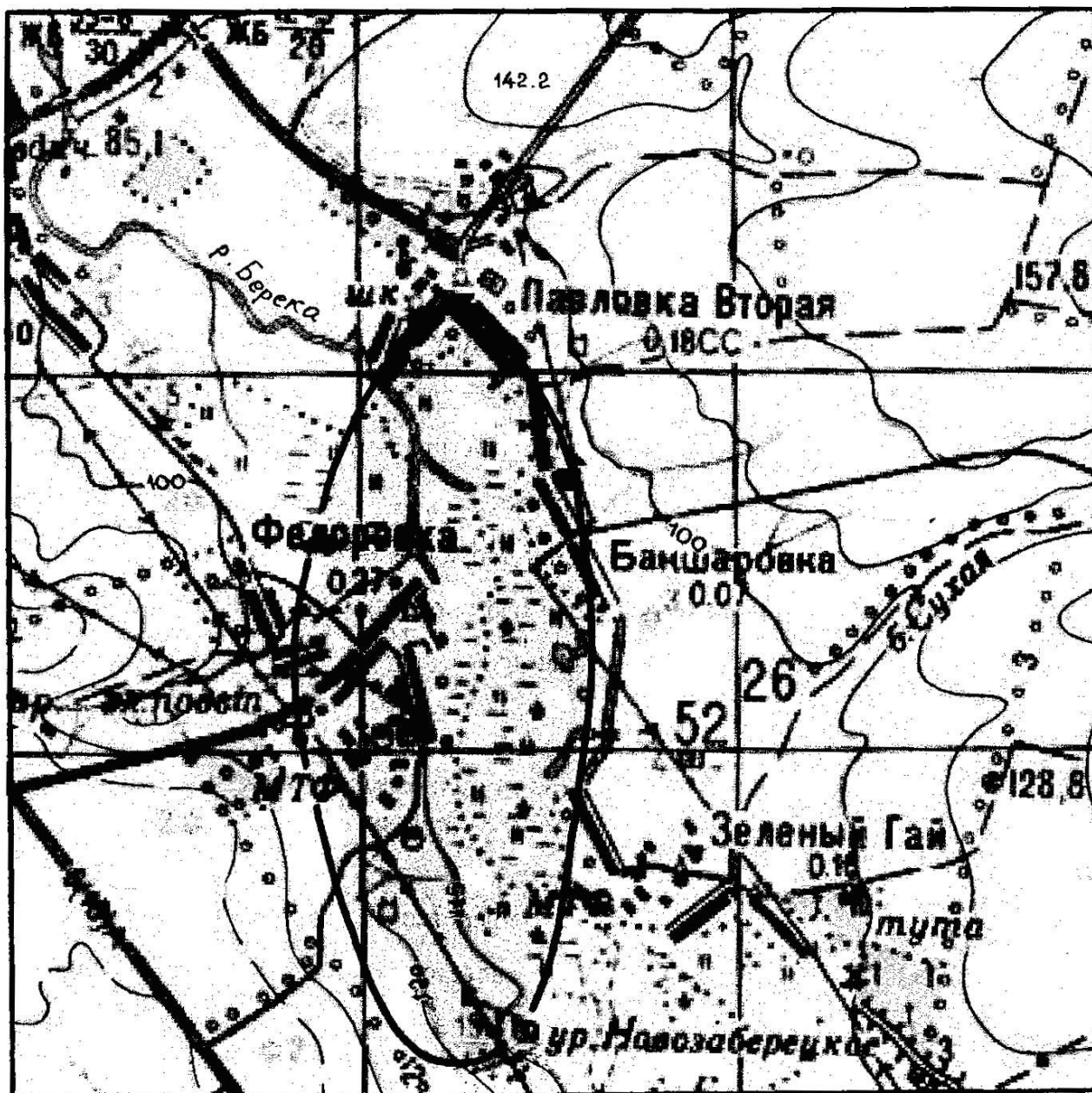


Рисунок 3.6 – Схема розташування Степківського родовища

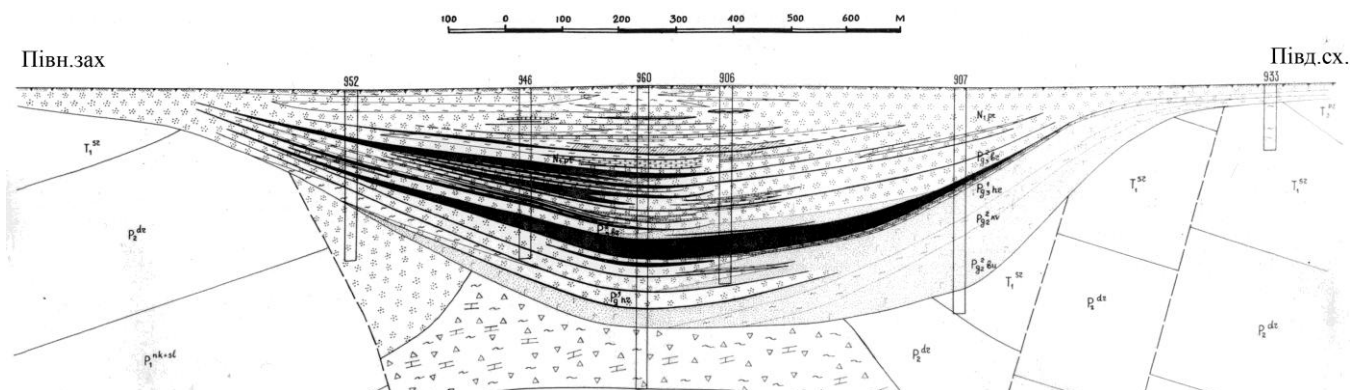


Рисунок 3.7 – Геологічний переріз Степківського родовища

Глини каолінит-гідрослюдисті з домішками монтморилоніту, майже чорні за рахунок гумусової речовини і тонкорозсіяного вуглефікованого детриту. Зустрічаються різновиди “сланцевих” глин, збагачених сапрпельовою органікою. Містять також інші органічні залишки. Вапняки світло-сірі, мергелоподібні, складені з пелітоморфного кальциту з незначними домішками глинистого матеріалу і вуглефікованого рослинного детриту.

Підрахунок запасів вугілля Степківського родовища проведено за категорією С₁, що дозволяє надати їм статус “розвідані” і відзначає від “попередньо оцінених категорії С₂ (Бантисевське родовище). Дослідами встановлено, що площа кар'єрного поля поверхнею становить 1800×1050 м. Запаси вугілля у його контурах попередньо визначені у обсязі 22,9 млн т, у т.ч. Верхній пласт – 6,1 млн т; Нижній – 16,8 млн т. Потужність порід розкриву при відпрацюванні Верхнього пласта коливається у межах 117,9 – 183,2 м; Нижнього – 126,3 – 263,5 м. Об'єм порід розкриву у контурах кар'єрного поля – 206,3 млн. м³; у т.ч. у розрахунку на відпрацювання Верхнього пласта – 43,5 млн. м³; Нижнього – 158,8 млн. м³.

Річна продуктивність кар'єру по вугіллю визначена на рівні одного млн. т, по породам розкриву – 9 млн. м³. При цьому у розрахунку на відпрацювання тільки Верхнього пласта коефіцієнт розкриву становить 7,79 м³/т; Нижнього – 9,45 м³/т. Термін підготовки кар'єрного поля до експлуатації здійснюється на протязі 2,7 років.

Згідно гірничо-геологічних умов розташування Степківського родовища (див. рис. 3.6) розкривну виробку пропонується проходити уздовж південної границі кар'єрного поля і розвивати добувні роботи на північ від неї (рис. 3.8). При цьому породи розкриву складуються уздовж південного борту на відстані до 20 – 30 м від верхньої брівки кар'єру у два яруси висотою по 10 м. Заїзди на відвал – двохсторонні зі сходу і заходу. Породи розкриву виймаються двома роторними екскаваторами ЕРГ-400-17/5 у комплексі із стрічковими конвеєрами з шириною стрічки 1,4 м та консольними відвалоутворювачами ОШ-1500/105. Гірничо-підготовчі роботи ведуться екскаваторами ЕШ-6/45 у комплексі з автосамоскидами МоАЗ-7505.

Добувні роботи ведуться двома драглайнами ЕШ-6/45. Середня довжина фронту добувних робіт 500 м, швидкість їх посування 91,2 м/рік. Кар'єрне поле відпрацю-

вується на протязі 25 років 14 етапами. Починаючи з другого етапу експлуатації породи розкриву складаються від валоутворювачем ОЦ-1500/105 до виробленого простору у внутрішній відвал. Буре вугілля перевозиться із робочих уступів на перевантажувальну площадку автосамоскидами МоАЗ-7505 на відстань до 1,5 км. Для виконання планового завдання у кар'єрі потрібно задіяти 2 – 3 автосамоскида при численності інвентарного парку 4 – 5 одиниць.

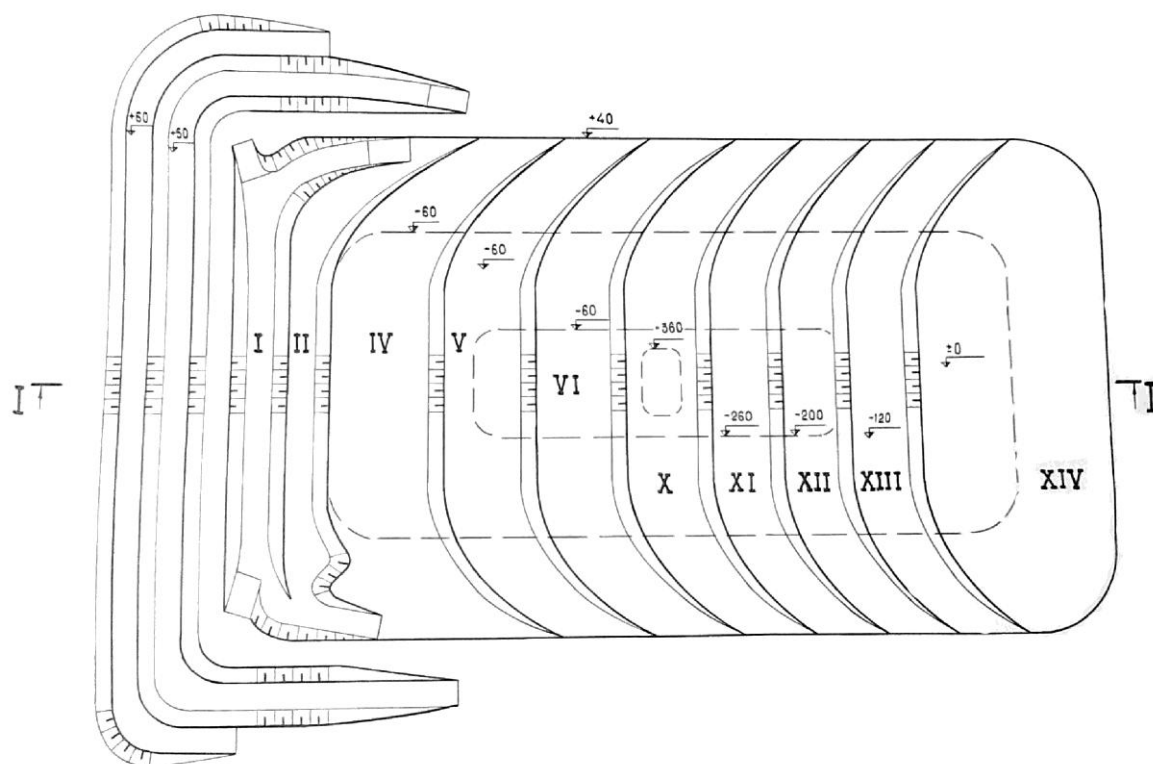


Рисунок 3.8 – Схема відпрацювання і порядок посування фронту гірничих робіт на Степківському кар'єрі: 1,2,3...14 – етапи експлуатаційних робіт

З перевантажувального пункту об'ємом 500 тис. м³ буре вугілля навантажується до залізничних потягів ємністю 3600 т і транспортується залізницею до накопичувального складу біля ст. Гусарівка. При відстані до неї 82,6 км термін рейсу складає 4 – 5 годин. За добу буде перевезено 13400 т вугілля, за рік – до 500 тис. т. Для забезпечення нормативної продуктивності кар'єра інвентарний парк потягів складає 4 одиниці. Термін відпрацювання родовища 25 років.

3.4 Гірничо-геологічна характеристика Берекського родовища бурого вугілля

Берекське родовище бурого вугілля розташоване на території Барвенківського району Харківської області між селами Петрівське – на заході та Мала Камишуваха – на сході (рис. 3.9). В орографічному відношенні представляє собою заболочену пойму р. Берек площєю 5,7×2,6 км.

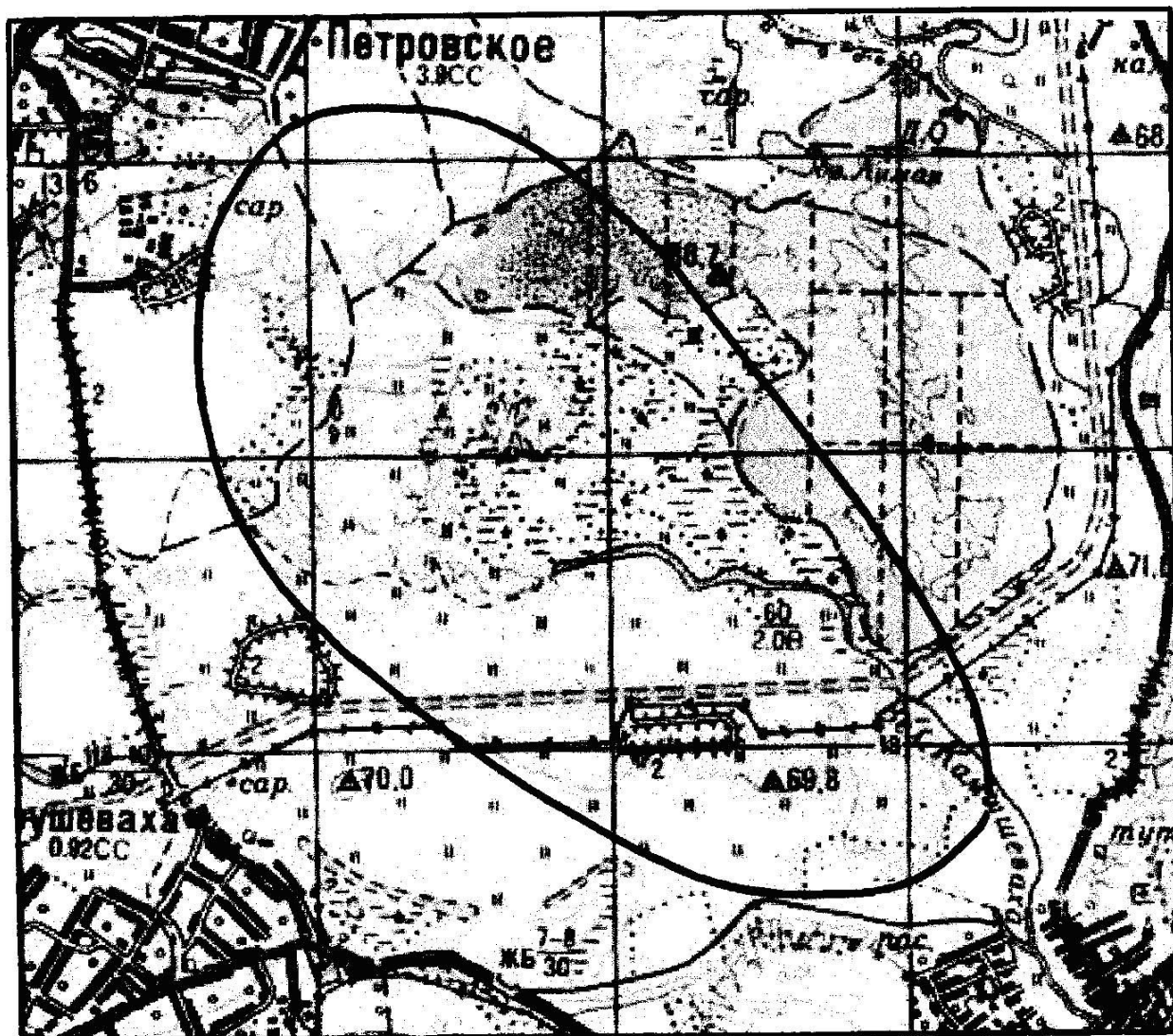


Рисунок 3.9 – Схема розташування Берекського родовища

Буровугільні пласти розповсюджені в покладах берекської та полтавської свит і представлені чотирма продуктивними горизонтами зі мінливу складною будовою і потужністю від 1 – 2 м до 6,2 м. Глибина залягання Нижнього пласта 1 коливається від 19 м на периферії депресії, до 235 м – в її центральній частині (рис. 3.10). Площа розповсюдження пласта в межах контуру потужності 2 м і більше, складає 12,5 км².

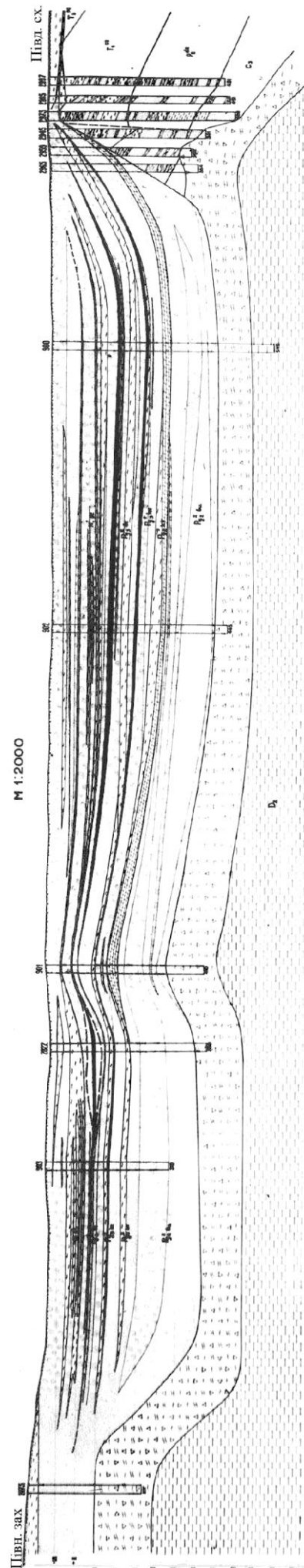
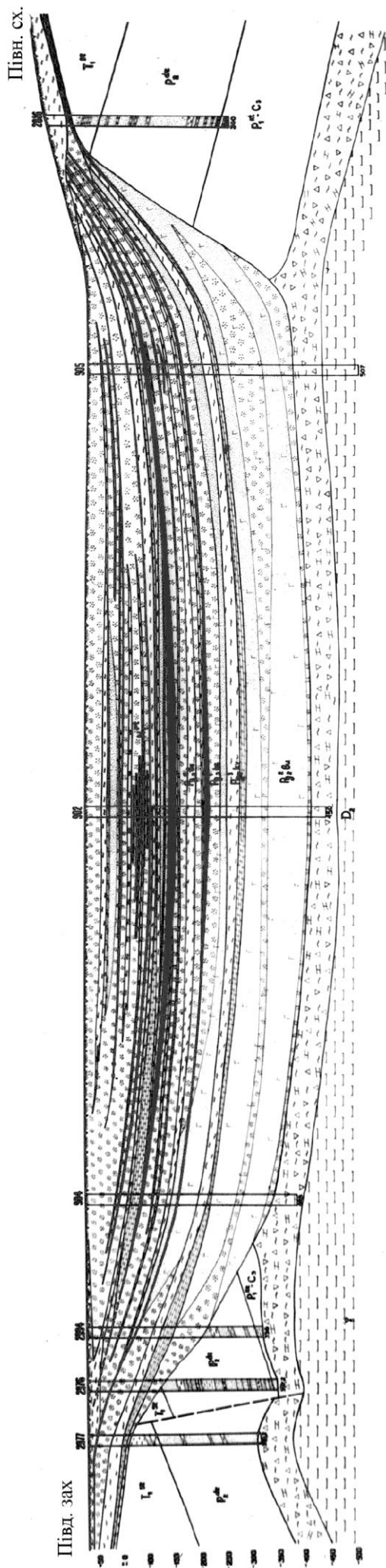


Рисунок 3.10 – Геологічні розрізи Берекського вуглепроклявання

За якістю вугілля високозольне – 40 – 50%. Вуглисті глини, що залягають в покрівлі пласта, мають зольність 50 – 60%. За вмістом сірки – середньосірчани: 0,8 – 3,1%. Теплота згорання – від 5884 ккал/кг до 6798 ккал/кг. Запаси бурого вугілля підраховані за категорією C₂ в пластах потужністю 2 м і більше та зольністю A^d до 50%. Загальний обсяг вугілля складає 161 млн т, в т.ч. високозольного (40 – 50%) – 121 млн т.

Потужність Верхнього пласта коливається від 2,0 до 4,5 м; Нижнього – від 2,1 до 6,2 м. Запаси вугілля у межах Верхнього пласта 70,4 млн. т; Нижнього – 30,6 млн. т. Глибина залягання від поверхні відповідно для Верхнього пласта – 73 – 186 м; Нижнього – 19 – 236. Об'єм порід розкриву у контурах кар'єрного поля становить 1223,6 млн. м³. Середній коефіцієнт розкриву 7,6 м³/т, у т.ч. при відпрацюванні Верхнього пласта 14,6 м³/т; Нижнього – 2,5 м³/т.

Річна продуктивність кар'єру встановлена на рівні 2,7 млн. т/рік; по породам розкриву 20,5 млн. м³/рік. Середня довжина фронту добувних робіт 2360 м, швидкість посування фронту добувних робіт 163,4 м/рік. Гірничо-підготовчі роботи здійснюються двома екскаваторами ЕШ-6/45 шляхом проведення розрізної траншеї зі складуванням порід розкриву уздовж торця кар'єрного поля у районі с. Петрівське у напрямку із заходу на північ. Розкривні роботи ведуться двома роторними екскаваторами ЕРГ-1600×40/10 з переміщенням пустої породи стрічковими конвеєрами з шириною стрічки 1,6 м і укладанням до виробленого простору двома від валоутворювачами ОШ-1600/110.

Добувні роботи здійснюються двома драглайнами ЕШ-6/45 з доставкою вугілля на проміжний склад ємністю 100 тис. м³ автосамоскидами МоАЗ-7505. Середня відстань перевезення 1,5 км. Парк автосамоскидів складає 10 одиниць. Термін підготовки кар'єру до експлуатації 3,5 роки.

До ст. Гусарівка вугілля транспортується залізницею на відстань 41 км. Завантаження вагонів здійснюється прямою мехлопатою ЕКГ-5А. Парк залізничних потягів становить 4 – 5 одиниць. Термін відпрацювання кар'єрного поля 62 роки.

3.5 Обґрунтування раціональної гірничотранспортної системи введення до експлуатації кар'єрів Північно-Західного Донбасу

Розглянуті вище кар'єрні поля Бантишевського, Степківського і Берекського родовищ бурого вугілля характеризуються відносно невеликою продуктивністю, щільною забудовою прилеглої площі та великою відстанню між собою. На підставі цього можна стверджувати, що переробка корисної копалини поряд з кар'єром окремо на кожному з них буде супроводжуватися занадто великим зносом житла і промислових будівель у природоохоронній зоні та великими транспортними витратами на перевезення до одного з них. Тому, з раціональної точки зору, добуте вугілля доцільно використовувати у якості сировини на Ново-Дмитрівському або Гусарівському вуглепереробному комплексі з постачанням до нього первинної продукції з кожного окремого родовища. При цьому відходи виробництва у вигляді золи будуть складуватися у одному виробленому просторі Ново-Дмитрівського кар'єра, що дозволить не тільки відновити біля нього природні малопродуктивні землі, а й упорядкувати рекультивацію відпрацьованої частині робочої зони.

Аналіз показників розробки вказаних родовищ (табл. 3.2) дає підставу пропонувати до першочергового освоєння Бантишевського родовища, яке характеризується високою якістю сировини й невеликим обсягом розкривних робіт. Досвід відпрацювання бурого вугілля на аналогічних родовищах свідчить про їх високі техніко-економічні показники.

Проведення розробки вугілля на Бантишевському родовищі дозволить у короткий термін побудувати кар'єр і використати його у якості ділянки першої черги для будівництва і експлуатації потужного вугледобувного Ново-Дмитрівського комплексу. Попередні висновки щодо Берекського і Степківського родовищ свідчать про їх невисокі технологічні і технічні показники, на підставі чого можна стверджувати про їх передчасне освоєння у промислових масштабах на близький термін розвитку вітчизняної енергетики.

Таблиця 3.2 – Показники розробки родовищ бурого вугілля

Показники / пласти	Бантисевське	Степківське	Берекське
Потужність вугільних пластів, м:			
верхній	2,1 – 27,1	2,65 – 30,8	2,0 – 4,5
нижній	3,0 – 6,7	3,75 – 36,5	2,1 – 6,2
Глибина залягання від поверхні, м			
верхній	9,5 – 35,3	120 – 234	73 – 186
нижній	21,6 – 77,8	130 – 300	19 – 236
Розміри кар'єра поверхнею, м			
довжина	1060	1800	5700
ширина	840	1050	2600
Запаси вугілля у контурах кар'єрного поля, млн. т	6,85	22,9	161
у т.ч. верхній	4,1	6,1	70,4
нижній	2,75	16,8	90,6
Потужність порід розкриву при відпрацюванні пласта, м			
верхнього	7,4 – 32	117,9 – 183,2	71 – 181,5
нижнього	9,1 – 35,8	126,3 – 263,5	17 – 43,8
Об'єм порід розкриву, млн. м ³ ,	23	206,3	1223,6
у т.ч. верхній	5,18	43,5	996,8
нижній	17,82	158,8	226,8
Середній коефіцієнт розкриву, м ³ /т, у т.ч. при відпрацюванні пласта:	3,36	9,0	7,6
верхнього	1,26	7,79	14,6
нижнього	6,48	9,45	2,5
Річна продуктивність кар'єру по вугіллю млн. т	0,5	1,0	2,7
по породам розкриву, млн. м ³	1,7	9,0	20,5
Термін підготовки до експлуатації, роки	0,5	2,7	3,5
Середня довжина фронту добувних робіт, м	650	500	2360
Швидкість посування фронту добувних робіт, м/рік	30,5	91,2	163,4
Розкривні / добувні екскаватори, од	– / 2×ЕШ-6/45	2×ЕРГ-400 / 2×ЕШ-6/45	2×ЕРГ-1600 / 2×ЕШ-6/45
Термін відпрацювання кар'єрного поля, роки	14	25	62

4 ОПТИМІЗАЦІЯ РОЗМІЩЕННЯ ДІЛЯНОК ГІРНИЧО-ТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ ТА ВІДВАЛІВ ПОРІД РОЗКРИВУ

4.1 Технологічні схеми будівництва відвалів

Проектування відвальних робіт передбачає комплексне вирішення наступних взаємозалежних завдань:

- вибір місця розташування відвалів і технології будівництва піонерних відвальних насипів, що забезпечують мінімальне порушення родючих земель, установлення раціональних технологій, засобів механізації й організації відвалоутворення;
- визначення оптимальних параметрів відвальних західок, тупикових частин і відвалу у цілому;
- вибір схеми шляхового розвитку на відвалі й системи його переміщення;
- визначення оптимальних схем експлуатації відвалів і рекультивації відсипаної поверхні, що забезпечують високу продуктивність і безпеку праці, мінімальні витрати на відвальні роботи.

Вибір місця розташування зовнішніх відвалів залежить від типу кар'єрного поля, рельєфу місцевості й цінності порушених земель, масштабів виробництва розкривних робіт, інженерно-геологічних, кліматичних і погодних умов. При розробці родовищ на рівнинній місцевості, як правило, відвали споруджують на неродючих землях, косягах, ущелинах, балках, ярах, низинних місцях, відпрацьованих раніше кар'єрах тощо. Основною умовою, що забезпечує стійкість відвалу, є підготовка його основи (зняття верхнього шару покриваючих порід й огороження водовідвідними канавами) і примусове ущільнення порід нижнього відвального уступу для досягнення щільних порід у геологічному розрізі. Для цього нижній уступ варто формувати зі скельних порід висотою не менше 20 м [13]. При цьому середня відстань транспортування порід розкриву звичайно не перевищує 9–10 км.

При доставці породи залізничним транспортом схеми розвитку відвалів у плані можуть бути паралельними, віяловими й комбінованими (рис. 4.1). При паралельній схемі відвальні західки переміщуються паралельно первісному положенню. Крок пересування залізничної колії залежить від типу й робочих параметрів відва-

льного устаткування. Так, для екскаваторів типу ЕКГ-8І, ЕКГ-12,5, ЕШ-6/60 й ЕШ-10/70 він становить 28 – 32, 40 – 42, 60 – 90, 70 – 105 м відповідно та до 30 м – для бульдозерів. Для збереження необхідної довжини відвальної західки в тупиковій її частині виконують багаторазове перекидання породи прямою мехлопатою або ж збільшують довжину передового насипу. Застосування драглайнів, бульдозерів і кошових навантажувачів дозволяє більш просто вирішувати цю проблему.

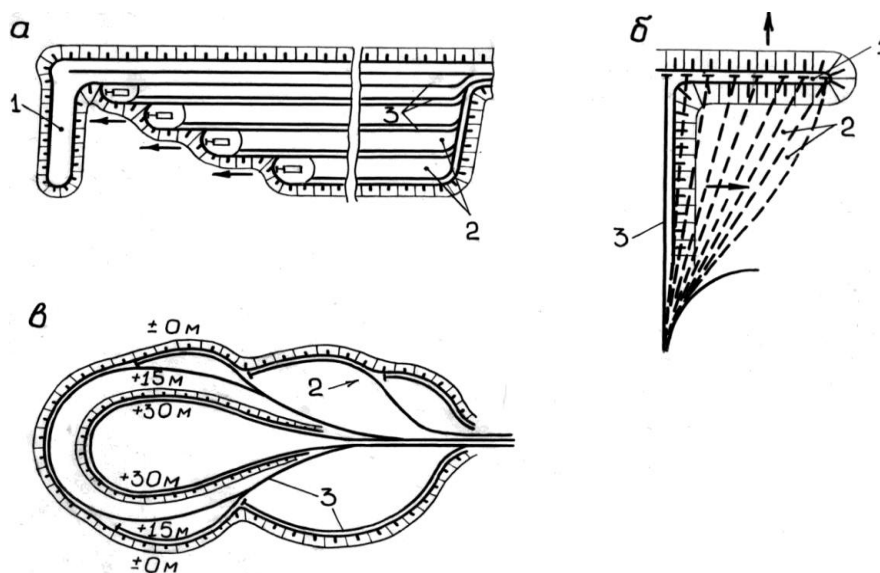


Рисунок 4.1 – Схеми розвитку зовнішніх відвалів: а – паралельна; б – віялова; в – криволінійна: 1 – піонерний насип; 2 – відвальні західки; 3 – залізничні колії

При віяловій схемі розвитку відвалу (рис. 4.1, б) спрощується пересування транспортних комунікацій, однак їх крок є змінною величиною. Для збереження заданої довжини фронту відвальних робіт створюється передовий насип. При криволінійній схемі розвитку відвалу поступове збільшення фронту відвальних робіт досягається шляхом збільшення довжини опуклої кривої відвальних робіт (рис. 4.1, в).

Висота відвальних уступів залежить від фізико-механічних властивостей складованих порід, ступеня осушення основи, кускуватості, типу відвалів, параметрів відвального й транспортного устаткування, системи їх розвитку тощо. У середньому при складуванні глинистих, піщаних і скельних порід екскаваторами висота відвальних уступів становить від 15 – 20 до 30 – 40 м; бульдозерами – 10 – 15, 15 – 20 і 25 – 30 м відповідно [14].

Піонерні насипи відвалів зводяться при будівництві зовнішніх відвалів з метою створення первісного фронту робіт і розміщення відвального устаткування, транспортних комунікацій, контактної мережі тощо. Об'єм робіт при будівництві відвалів звичайно не перевищує 1 – 2 млн м³. Будівництво кар'єрів і відвалів часто збігається у часі, що ускладнює організацію робіт і викликає їх подорожчання.

Зведення піонерних насипів можливо виконувати з використанням привізних порід або з порід основи відвалу шляхом проведення спеціальних траншей. Основним недоліком зведення насипів із привізних порід є жорстка залежність будівельних робіт від ритмічності доставки порід із кар'єру. Спосіб зведення насипів з порід основи вільний від цього недоліку і будівництво кар'єру та відвалу у цьому випадку може вестися паралельно.

Основними засобами механізації при зведенні піонерних насипів є мехлопати, драглайни, бульдозери й ковшові навантажувачі (рис. 4.2). Породи до місця будівництва доставляються залізничним транспортом або автосамоскидами. Головними заданими параметрами насипу є його висота, довжина по фронту й площа поперечного перерізу, величина яких визначає вибір засобів механізації будівництва, обсяг робіт і строки їх завершення. Схема зведення піонерного насипу мехлопатою (рис. 4.2, а) застосовується при значних труднощах екскавації порід основи й невеликій висоті відвалу.

Площа поперечного перерізу S_m (м²) визначається за формулою:

$$S_m = (R_{ч.маx} + R_{р.маx})H_{р.маx} + h_e \text{ctg} \alpha_e (H_{р.маx} - 2h), \quad (4.1)$$

де $R_{ч.маx}$, $R_{р.маx}$, $H_{р.маx}$ – максимальні значення радіуса черпання й розвантаження, а також висоти розвантаження відповідно, м; h_e – висота устанавлення екскаватора щодо земної поверхні, м; α_e – кут природного укосу породи у відвалі, град.

Більші лінійні параметри драглайнів дозволяють зводити насип значної висоти (рис. 4.2, б). При цьому драглайн устанавлюється на передвідвалі висотою 7 – 10 м. Породи, доставлені залізничним транспортом, укладаються із приймального бункера одночасно у передвідвалі і піонерний насип. У цьому разі поперечний переріз насипу S_d (м²) визначається за формулою:

$$S_d = (R_{ч.маx} + R_{р.маx}) \cdot (H_{р.маx} + h_n), \quad (4.2)$$

де h_n – висота передвідвалу, м.

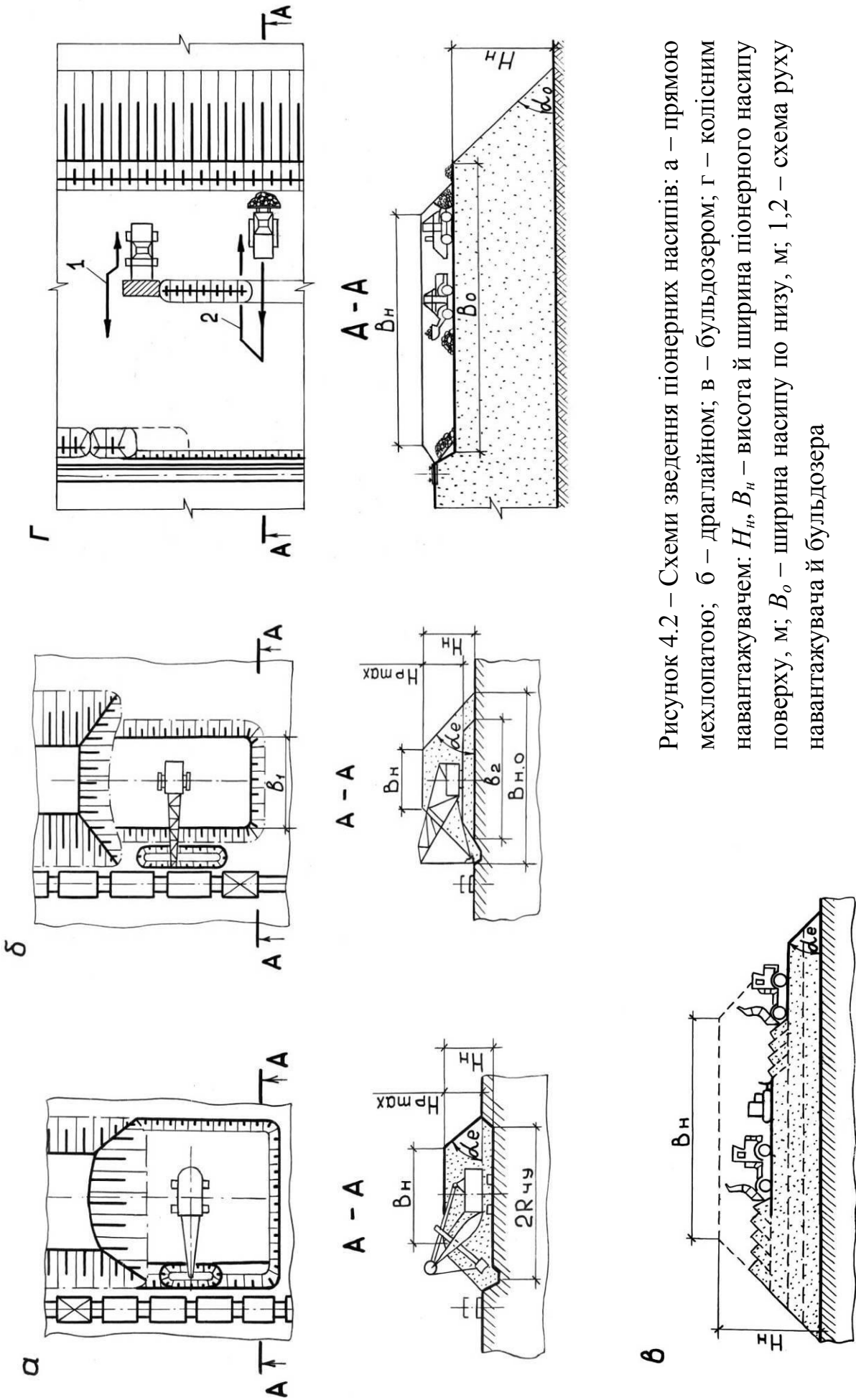


Рисунок 4.2 – Схеми зведення піонерних насипів: а – прямою мехлопатою; б – драглайном; в – бульдозером; г – колісним навантажувачем: H_n , V_n – висота й ширина піонерного насипу поверху, м; V_o – ширина насипу по низу, м; 1, 2 – схема руху навантажувача й бульдозера

Бульдозери застосовують на відвалах при доставці породи засобами як автомобільного, так і залізничного транспорту. При доставці порід розкриття автотранспортом піонерний насип зводиться пошарово (рис. 4.2, в). Площа його поперечного перерізу S_{σ} (м²) визначається за формулою

$$S_{\sigma} = (B_n + H_n \operatorname{ctg} \alpha_e) H_n, \quad (4.3)$$

де S_{σ} , H_n – ширина насипу по верху та його висота, м; $H = \sum_{n=1}^n h_i$, n – кількість шарів, од; h_i – висота i -го шару, м.

Розрізняють периферійні та площадні способи відвалоутворення. При периферійному автосамоскиди розвантажуються в 3 – 6 м від верхньої брівки відвалу. Потім бульдозером порода зіштовхується під укис відвалу. Для безпеки відвальних робіт біля верхньої брівки з порід, що відсипають, формується упорний валик висотою не менше половини діаметра колеса автосамоскида. Крім того, створюється ухил поверхні відвалу під кутом не менше 3° у напрямку від верхньої брівки до транспортної лінії [9] (рис. 4.2, в). При площинному відвалоутворенні розвантаження породи з автосамоскидів виконується по всій площі відвалу. Цей спосіб доцільний при нарощуванні висоти відвалу або складуванні слабких, підданих зсувам, порід.

Застосування ковшових навантажувачів для будівництва піонерного насипу (рис. 4.2, г) характерно відсутністю твердого зв'язку з їхніми лінійними параметрами у порівнянні з одноковшовими екскаваторами й обґрунтовується тільки техніко-економічними розрахунками [15]. Залежно від типу в'їзду навантажувача на насип розрізняють фронтальні, торцеві й кільцеві схеми. Найбільш проста організація робіт й умови експлуатації устаткування властиві фронтальній схемі. При цьому забезпечується більша концентрація робіт, оскільки кількість робочих машин обмежується тільки необхідною продуктивністю або провізною здатністю відвальної залізничної колії. У загальному випадку об'єм породи для будівництва відвалу V_o (м³)

$$V_o = V_n + V_{\sigma} \frac{e_n + 2H_n \operatorname{ctg} \alpha_e}{2} H_n L_n + \frac{e_n H_n^2}{2i_o} + \frac{H_n^3 \operatorname{ctg} \alpha_e}{3i_o}, \quad (4.4)$$

де V_n , V_{σ} – об'єм відвального насипу та в'їзд на нього, м³; i_o – керівний підйом в'їзду, частки од.; L_n – довжина насипу, м.

Строки будівництва відвалу $T_{стр}$ (міс.):

$$T_{стр} = \frac{V_o}{Q_e^M}, \quad (4.5)$$

де Q_e^M – місячна продуктивність працюючого устаткування, m^3 .

Установлено [15], що при зведенні піонерних насипів висотою до 25 м на рівнинній місцевості найбільш економічні схеми із застосуванням колісних навантажувачів. Оптимальна ємність їх ковша становить 10 – 13 m^3 , що відповідає навантажувачу типу ПК-25, який найбільш ефективний для відвалоутворення. Однак при великій кускуватості порід продуктивність навантажувачів різко знижується.

На залізорудних кар'єрах переважно експлуатуються відвали, оснащені одноковшовими прямими мехлопатами, що обумовлено великою кускуватістю й міцністю складованих порід. Детальне обґрунтування їх технологічних параметрів виконано Новожиловим М.Г. [14] й уточнено Руським І.І. [15]. Установлено, що довжина відвалів буває різною й повністю залежить від об'єму тупика для розвантаження породи. Звичайно на великих кар'єрах улаштовується два й більше відвалів або ж один великий, який розбивається на кілька ділянок, що одержали назву тупиків.

В експлуатаційному відношенні відвали характеризуються прийнятною та пропускною здатністю. Під прийнятною здатністю розуміється кількість породи, яку можна укласти у відвал у проміжку між двома послідовними пересуваннями рейкових колій. Пропускна здатність відвалу визначається об'ємом породи, як можна заскладувати протягом зміни або доби. Величина прийнятної здатності відвальної західки V_o (m^3) дорівнює:

$$V_o = b_o \cdot h_o \cdot L_o, \quad (4.6)$$

де b_o – ширина відвальної західки, м; h_o – висота відвального уступу, м; L_o – довжина фронту розвантаження, м.

Кількість поїздів, які можуть бути розвантажені у межах однієї західки, N_o (од.) становить:

$$N_o = \frac{v_o h_o l_o k_{yn}}{Q_n}, \quad (4.7)$$

де Q_n – місткість розпушеної породи в одному поїзді, м^3 ; K_{yn} – коефіцієнт, що встановлює ущільнення породи у відвалі, $K_{yn}=1,2 - 1,4$.

Приймальна здатність відвальної західки за умов нормативної продуктивності екскаватора за зміну Q_e (м^3):

$$Q_e = \frac{T_{cm} k_{nm} n q_e}{\frac{2L}{v_{сep}} + n t_p + \tau}, \quad (4.8)$$

де T_{cm} – тривалість зміни, год; k_{nm} – коефіцієнт, що враховує нерівномірне надходження поїздів, $K_{nm}= 0,75 - 0,85$; n – кількість думпкарів у поїзді, од.; q_e – корисна ємність думпкара, м^3 ; $v_{сep}$ – середня швидкість руху поїзда, $\text{м}/\text{год}$; L – відстань від обмінного пункту до місця розвантаження, м ; t_p – час розвантаження думпкара, м ; τ – час на зв'язок при обміні поїздів, год.

Оптимальна довжина відвальної західки без урахування похилого шляху для в'їзду на відвал l_o (м) становить

$$l_o = \sqrt{\frac{2L v_o C_c}{n_o v_o (C_z + L v_o n_o C_{mp})}} \quad (4.9)$$

де n_o – кількість відвальних західок, що відсипають за рік, од.; C_c , C_z , C_{mp} – відповідно річні витрати на амортизацію будинків і споруд на відвалі, добові витрати на вміст 1 м відвальної залізної колії та транспортування 1 м^3 породи, пропорційно довжині відвальної західки, грн.

4.2 Обґрунтування параметрів відвалів порід розкриття

Робота потужних кар'єрів характеризується високим коефіцієнтом розкриття, великою фортецею гірських порід, значною глибиною розробки, віддаленістю від ДЗФ і відвалів. Площі, що відводяться для складування порід розкриття та відходів збагачення, досягають декількох тисяч га. На цих підприємствах у більшості випадків виймання м'яких і скельних порід здійснюється кар'єрними мехлопатами, а перевезення їх до відвалів у початковій період розробки проводиться автосамоскидами, потім, у міру поглиблення гірничих робіт та заповнення прилеглих відвалів – залізничним транспортом з електричною або тепловозною тягою. Укладання порід розкриття у

відвал провадиться одноківшевими кар'єрними мехлопатами або рідше – драглайнами, бульдозерами й одноківшевими навантажувачами. У зв'язку з цим за типом відвального устаткування для складування пустої породи розрізняють відвали екскаваторні і бульдозерні. Вибір гірничотранспортного устаткування проводиться залежно від обсягів робіт, а також дальності перевезення породи і ґрунтової маси. Витрати на виконання основних операцій зі складування порід розкриття, зняття ґрунтової маси та її доставки до місця призначення визначається за єдиними районними розцінками на земельні роботи конкретно для кожного типу устаткування, умов його експлуатації і виду відновлення порушеної поверхні. Загальні витрати на відновлення порушених земель встановлюють відповідно до єдиних розцінок комплексу виконуваних робіт і потужності укладання порід розкриття на відведеній площі [16].

Слід зазначити, що виділений підприємству земельний відвал протягом всього терміну експлуатації використовується нерівномірно. У початковий період експлуатації родовища повністю освоюються тільки площі для розміщення промплощадки, транспортних та електросилових комунікацій, перших черг відвалів і хвостосховищ. При подальшому розвитку кар'єру земельні площі порушуються відповідно до інтенсивності переміщення верхнього уступу. З виходом його на проекті контури площа кар'єрного поля порушується повністю і з поглибленням гірничих робіт більше в розмірах не збільшується. При заповненні відвалів і хвостосховищ першої черги вводяться в експлуатацію нові, а відпрацьовані підлягають рекультивації.

Оцінку ефективності використання земельного відводу можливо проводити за величиною коефіцієнта ефективного використання земельних ресурсів.

$$K_e = \frac{[S - \sum \prod_1^T (S_H - S_P)]}{S} \quad (4.10)$$

де S – площа земельного відводу підприємству, га; S_H, S_P – площа відповідного порушених і відновлених земель, га; T – період відпрацювання кар'єру, роки.

Характер зміни інтенсивності порушення і відновлення земель при експлуатації потужної гірничо-збагачувального комбінату продуктивністю 35 млн т/рік по сирій руді зображений на рис. 4.3. З цього випливає, що ефективність використання земельного відводу за умови відновлення тільки порушених гірничими роботами

площ невелика. При цьому K_e вимірюється від 0,5 до 0,2 і менше. Це пояснюється тим, що можливість рекультивації відвалів і шламосходів першої черги з'являється не раніше ніж через 15 – 20 років після їх будівництва, а іноді й більше. Рекультивувати ж глибокі кар'єри можна тільки на завершальній стадії їх експлуатації. У той же час, використовуючи ґрунтову масу для відновлення малопродуктивних земель, можна досягти $K_e = 0,7 - 0,9$. У сприятливий же обстановці цей показник збільшується до $K_e = 1,1 - 1,2$.

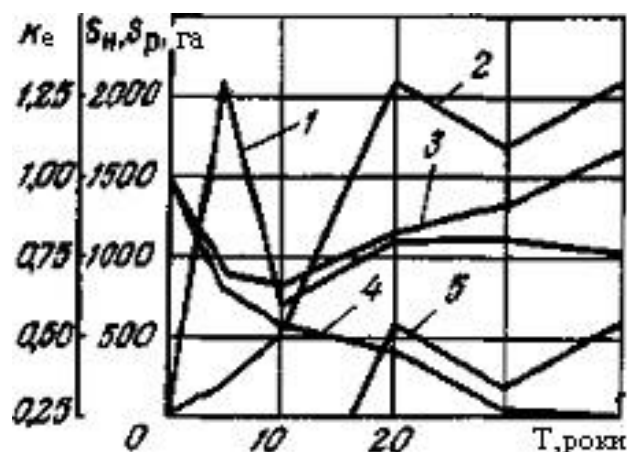


Рисунок 4.3 – Зміна площі порушених S_n і рекультивованих S_p земель, га; коефіцієнта ефективного використання земельних ресурсів K_e від тривалості будівництва T глибокого кар'єру, роки: 1 – інтенсивність порушення земель відкритими гірничими роботами; 2 – K_e при відновленні малопродуктивних земель; 3, 4 – інтенсивність порушення земель глибокими кар'єрами, шламосховищами і відвалами; 5 – K_e при рекультивації порушених земель

Об'єм ґрунтової маси для відновлювальних робіт та інтенсивність її накопичення залежить передусім від потужності шару, що підлягає зняттю, величини площі, що відводиться для будівництва кожного об'єкта гірничо-збагачувального комбінату, й інтенсивності порушення ними ґрунтового покриву. При будівництві шламосховищ ґрунтова маса знімається відразу з усієї площі одночасно зі зведенням захисних дамб. Інтенсивність порушення земель глибокими кар'єрами значною мірою залежить від величини загальних і поточних об'ємів вимикання корисної копалини і порід розриву, що регламентується технологією й організацією гірничих робіт. Загальні об'єми виймання як корисної копалини, так і пустих порід у контурах кар'єру значною мірою визначаються кутом падіння рудного тіла і геометричними розмірами родовища. Граничні контури розробки таких родовищ, а отже, і повне питоме

землювання визначаються кінцевою глибиною, розмірами дня і величиною укосів бортів кар'єру.

Підприємства з відкритим способом видобутку руд чорних і кольорових металів, а також азбесту розробляють переважно похилі і круті пласти з витриманою потужністю за простяганням. Аналогічні родовища експлуатуються у вугільній промисловості (Коркіно, Забайкалля, Екібастузький, Мінусинський і Південно-Якутський басейн, а також більшість родовищ Кузбасу) і гірничо-хімічної сировини (Каратау). Зазначені родовища поширюються на велику глибину, кар'єри на їх базі мають велику потужність як з видобутку корисних копалин, так і з попутного виймання порід розкриву. В даний час, наприклад, глибина криворізьких залізорудних кар'єрів досягла 350-400 м, Соколовський кар'єр ССГЗК має глибину 420 м, Коркінський 480 м. проектна глибина деяких кар'єрів становить 700-800 м, а їх річна продуктивність досягає 180 – 240 млн т по гірничій масі. Більшість же похилих і крутоспадних родовищ планується відпрацьовувати до глибини 400-500 м з обсягом виймання гірських порід у межах 50 – 80 млн т/рік. Поточна глибина зазначених кар'єрів продовжує збільшуватися, внаслідок чого породи розкриву будуть складуватися в зовнішні відвали до повного відпрацювання запасів у межах всієї площі кар'єрного поля або його частини.

Слід зазнати, що породи розкриву на зазначених підприємствах складені міцними різновидами. В основний період розробки весь їх об'єм направляється в зовнішні платоподібні відвали, і лише у міру вивільнення виробленого простору частина розкриву може використовуватися для його засипання. Зовнішні відвали досягають висоти 80 – 120 м. Найбільшого поширення набуло екскаваторне відвалоутворення при залізничному (85%) і бульдозерне – при автомобільному транспорті (15%) з криволінійним розривом фронту робіт. Складування порід здійснюється одноковшовими екскаваторами типу пряма мехлопата ЕКГ-4, ЕКГ-6, ЕКГ-8і, ЕКГ-12,5, а також драглайнами ЕШ-6/60, ЕШ-14/75 ЕШ-15/90. У більшості випадків зовнішні відвали відсипаються ярусами висотою 10 – 20 м для м'яких порід і 20-40 м – для скельних (рис. 4.4)

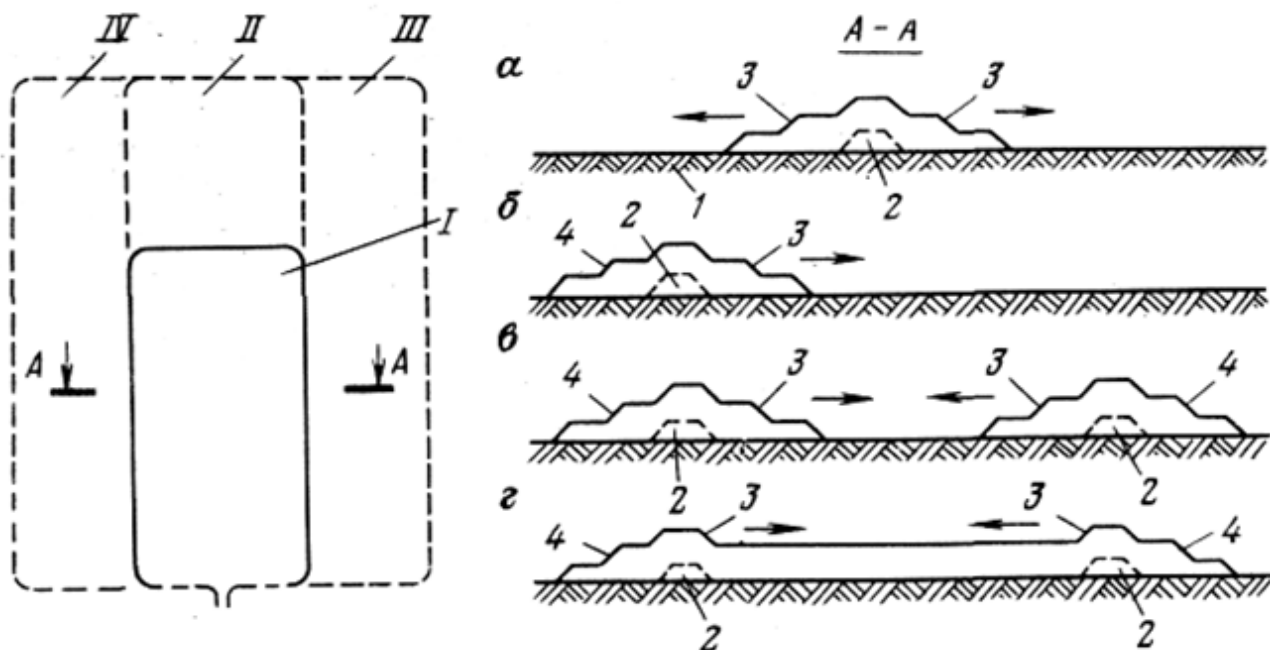


Рисунок 4.4 – Схеми заповнення земельного відводу зовнішніми відвалами: I – IV – черги будівництва; 1 – основа відвалу; 2 – піонерні насипи; 3 – робочі укоси відвалу; 4 – неробочі укоси відвалу

Землі, відведені для розміщення відвалу, можуть використовуватися для складування порід безпосередньо по всій площі або ж порушуватися чергами. Залежно від розташування первісного піонерного насипу схема заповнення відведеної площі може бути двосторонньою – з розвитком відвального фронту від центру відвалу до проектних контурів (рис. 4.4, а), односторонньою – з переміщенням відвального фронту від одного з флангів до протилежного (рис. 4.4, б) і двосторонньою – з переміщенням відвального фронту від проектних контурів до центру відвалу при одночасному відсіпанні декількох (рис. 4.4, в) або одного ярусу (рис. 4.4, г). При бульдозерному відвалоутворенні найбільшого поширення набула перша схема, при екскаваторному – четверта.

Як правило, спочатку відсіпається перший ярус по всій площі відвалу, потім другий і т.д. при недостатній довжині відвального фронту в роботі можуть одночасно перебувати 2-3 яруси. Поярусне відсіпання відвалів викликає інтенсивне порушення земель, однак у цьому випадку витрати на доставку порід розкриття для кар'єрного транспорту по в'їзних дорогах мінімальні.

Основні параметри платоподібних багатоярусних відвалів із співвідношенням довгої L_o (м) і короткі B_o (м) сторін по земній поверхні в межах 2:1 визначаються з виразів:

$$S_{o.n} = 1.57 \cdot 10^{-4} \cdot k_{\phi} \cdot (b_o + 2H_o l_o \operatorname{ctg} w_o)^2, \quad (4.11)$$

$$W_{o.n} = 1.57 \cdot 10^{-6} \cdot k_{\phi} \cdot k_{p.o} \cdot (b_o + H_o l_o \operatorname{ctg} w_o + 2H_o^2 H_o^2 l_o \operatorname{ctg}^2 w_o), \quad (4.12)$$

$$S_{\sigma.n} = 10^{-4} \cdot k_{\phi o} \cdot H_o \cdot (5.14b + 2l_o + 7.14H_o \operatorname{ctg}) \sin w_o, \quad (4.13)$$

$$S_{o.n} = \frac{2 \cdot 10^2 \cdot k_o \cdot (b_o^2 + 2H_o l_o \operatorname{ctg} \omega_o + 4H_o^2 \operatorname{ctg}^2 \omega_o)}{H_o (b_o^2 + H_o l_o \operatorname{ctg} \omega_o + 2H_o^2 \operatorname{ctg}^2 \omega_o)}, \quad (4.14)$$

де H_o – висота відвалу, м; $H_o = n_{\text{я}} \cdot h_{\text{я}}$; $n_{\text{я}}$ – кількість відвальних ярусів; $h_{\text{я}}$ – висота відвального ярусу, м; $S_{o.v.}$ – площа вершини відвалу, га; w_o – стійкий кут укосу відвалу, град,

$$\omega_o = \operatorname{arctg} n_{\text{я}} h_{\text{я}} / [n_{\text{я}} h_{\text{я}} \operatorname{ctg} \omega_{o.\text{я}} + (n_{\text{я}} - 1) a_{\text{я}}], \quad (4.15)$$

де $\omega_{o.\text{я}}$ – стійкий кут укосу відвального ярусу, град; $a_{\text{я}}$ – ширина відвальної площадки між суміжними ярусами, м; $k_{p.o}$ – коефіцієнт залишкового розпушування порід; для скельних $k_{p.o} = 1,12 - 1,2$; для змішаних скельних і щільних глин $k_{p.o} = 1,05 - 1,12$; для пухких і глинистих порід $k_{p.o} = 1,05 - 1,07$.

Висота відвалу обмежується умовами стійкості його укосу й основи, на якій він розміщується. Виходячи з цього, розрахунок основних параметрів відвалів рекомендується проводити з урахуванням значень коефіцієнтів зчеплення, кута внутрішнього тертя, щільності та вологості. Стійкий кут укосу відвального ярусу приймається рівним куту внутрішнього тертя [17].

Найбільш часто зовнішні відвали розміщуються на рівнинній або слабо пересіченій поверхні. Основою їм слугують суглинки, червоно-бурі і сіро-зелені глини, потужність яких досягає 30 – 40 м і більше. Розрахунки показують, що відвали скельних порід висотою 100 – 120 м, що розміщуються на міцній

основі, мають стійкий кут укосу 26 і 31° при формуванні ярусами висотою 20 і 60 м відповідно. Для запобігання деформації цієї основи відвалу необхідно відсипати нижній ярус з випередженням на $45 - 80$ м у порівнянні з верхнім. Висота його може змінюватися в межах від 20 до 40 м. Верхні яруси скельних порід можуть мати максимальну висоту до 60 м.

Збільшення висоти ярусів і відвалу у цілому дозволяє підвищити результуючий кут укосу, збільшити місткість відвалу, а отже, і знизити повне питоме землювання. Аналіз параметрів зовнішніх відвалів кар'єрів криворізьких ГЗК (табл. 4.1) показує, що найбільше землювання властиве Правобережним і Шимановським відвалам пухких порід висотою $35 - 40$ м на ПГЗК і становить $6,4$ і $7,15$ га / млн m^3 відповідно. При збільшенні H_o до $100 - 120$ м величина $S_{o,n}$ знижується до $1,26 - 1,93$ га / млн. m^3 .

Крім порушення земельних площ, відвали скельних порід є джерелами інтенсивного пиловиділення, містять токсичні елементи, що негативно позначається на умовах роботи машин і механізмів, життєдіяльності людей, урожайності сільськогосподарських культур. Створення навкруги відвалів санітарної захисної зони шириною 500 м і більше знижує запиленість до гранично допустимих норм. Однак повна ліквідація пиловиділення з поверхні відвалів можлива тільки шляхом відновлення її для зростання трав, чагарників і дерев. З цієї точки зору схемні з відсипанням зовнішніх відвалів від проектних меж до центру (див. рис. 4.4, в, г) найбільш сприятливі для відновлювальних робіт на неробочих укосах шквальних ярусів. Пиловиділення з внутрішніх робочих укосів замкнутого контуру відвалу значно нижче. У зв'язку з цим такі схеми відвалоутворення все ширше знаходять застосування на великих кар'єрах. Оскільки контури відвалів глибоких кар'єрів систематично розширюються, відновлення поверхні їх укосів у широких масштабах до останнього часу не проводиться. При використанні поверхні укосів відвалів для підготовки до вирощування плодоягідних і декоративних культур низка науково-дослідних і проектних організацій пропонують виробляти вирівнювання укосів відвалів зі зниженням

результуючого кута до 15 – 20° улаштувати на них тераси шириною не менше 4 – 10 м з різницею відміток між ними до 8 – 10 м.

Таблиця 4.1 – Параметри зовнішніх відвалів криворізьких ГЗК

Найменування об'єктів (відвалів)	Основні параметри відвалів			Площа бокової поверхні у відсипаному вигляді, га			Периметр основи відвалу, м	Проектна питома земельність, га/млн м ³
	об'єм, млн м ³	площа основи, га	висота, м	укосів	площадка між ярусами	всього		
ПівдГЗК Левобережні	$\frac{225}{160}$	863/650	125/80	20,32	152,1	372,40	12400	3,835
Правобережні	$\frac{68}{60}$	435/435	40/40	16,50	10,8	27,3	1780	6,397
Шимановські	$\frac{20}{20}$	143/143	35/35	6,00	29,8	65,8	3680	7,15
ІнГЗК № 1	$\frac{27}{27}$	93,5/93,5	40/40	45,90	26,2	72,1	3880	3,363
№ 2 і 3	$\frac{508}{90}$	700/340	110/60	208,10	168,8	370,6	10450	1,378
Дальние	$\frac{186}{90}$	375/290	95/60	86,00	59,0	145	8940	2,016
ІнГЗК № 1	$\frac{49}{40,7}$	122/122	60/50	24,5	16,1	40,6	3600	2,286
№ 2	$\frac{525}{38}$	662/240	120/60	67,10	31,7	98,8	3400	1,261
№ 3	$\frac{41}{27}$	120/108	80/40	27,50	10,4	37,9	2800	2,926
ЦГЗК № 1	$\frac{121,9}{91,9}$	235/220	(88–100)/50	117,90	52,9	170,8	8600	1,929
№ 2	$\frac{43,75}{18,02}$	102/102	50/35	50,30	24,0	74,3	5660	2,331
№ 3	$\frac{93,25}{55,6}$	255/240	55/25	56,70	56,6	93,3	5770	2,734
ПівнГЗК Первомайський кар'єр №1 и №2	$\frac{170}{325}$	300 450	120 80	142,90	155,2	2581	10700	1,765 1,384
Анновський кар'єр західний	$\frac{1300}{225}$	1900/ 3470	80/60	190,70	223,6	414,3	16550	1,462

Примітка. В чисельнику наведені проектні дані, в знаменнику – фактичні.

В умовах відвалів пухких порід, де робота виконується бульдозерами це рішення може бути в окремих випадках виправдане. Для терасування відвалів зі скельних порід із включеннями шматків розміром до 1,2 м потрібно застосовувати потужні кар'єрні екскаватори, що суттєво збільшує витрати на гірничі роботи. Крім того, вирівнювання укосу відвалу призводить до 40 додаткового порушення земель біля основи і зменшення розмірів верхньої горизонтальної площадки (рис. 4.5).

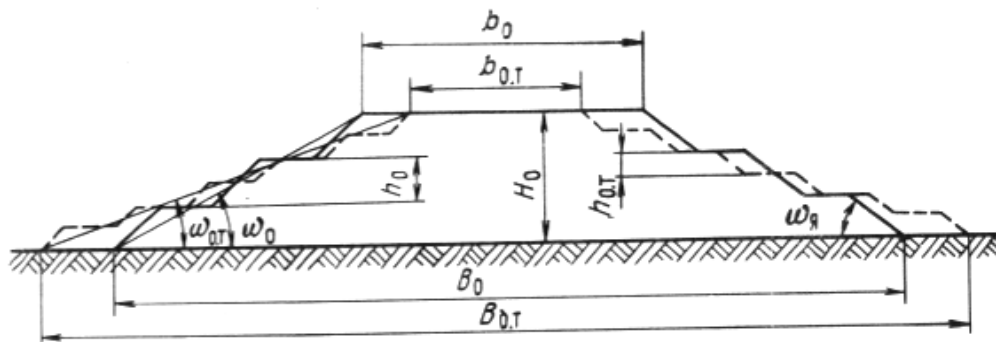


Рисунок 4.5 – Схема до розрахунку збільшення земельного відводу при вирівнюванні укосів відвалу

З рис. 4.5 випливає, що вирівнювання укосів відвалів шляхом терасування або збільшення ширини між'ярусних площадок призводить до зменшення місткості відвалу у відведених контурах. Одночасно з цим ширина основи відвалу $B_{o.m.}$ (м) збільшується, а ширина її верхньої площадки $b_{o.m.}$ (м) зменшується

$$B_{o.m.} = B_o + H_o \cdot (\text{ctg } w_{o.m} - \text{ctg } w_o). \quad (4.16)$$

Так, наприклад, для відвалу з параметрами $B_o = 1500$ м, $b_o = 1090$ м, $H_o = 100$ м, $w_o = 26^\circ$ при $w_{o.m} = 20^\circ$ виходить $B_{o.m.} = 1570$ м і $b_{o.m.} = 1020$ м. Це означає, що вирівнювання кута укосу відвалу з 26 до 20° приведе в розрахунку на кожні 1000 м довжини контуру основи до додаткового збільшення порушення площі основи на 7 га та зменшення його горизонтальної площадки на таку ж величину. При збільшенні w_o до 31° додатковий відвід землі зростає на 10,8 га в розрахунку на кожні 1000 м довжини нижнього контуру відвалу. Наведений приклад переконливо показує, що вирівнювання укосів відвалів, крім додаткових витрат на гірничі роботи, характеризується також збільшенням площі порушення земель біля основи і зменшен-

ням площі верхньої горизонтальної площадки, придатної для лісогосподарського відновлення. Внаслідок цього можна констатувати, що в умовах районів з родючими землями площі укосів зовнішніх відвалів слід вважати втраченими для сільського господарства. Відновлювати їх необхідно з найменшими витратами шляхом покриття потенційно родючими породами мінімальної потужності і подальшого задерніння травами, чагарником, лісом. На між'ярусних площадках і вершині відвалів з використанням основного транспортно-відвального устаткування можливе формування ґрунтового шару заданого профілю з подальшим використанням у сільському господарстві. При відсіпанні пухких порід вирівнювання укосів сприяє підвищенню стійкості відвалів. Однак цей захід можна виконати також і шляхом привантаження схилів скельними породами в процесі відсіпання останньої відвальної західки [13], що сприятливо позначиться на стійкості відвалів пухких порід і сприятиме зменшенню їх землеємкості.

При розробці глибоких кар'єрів скельні породи розкриву в надлишку вивозяться на денну поверхню. Розміщення їх на схилах відвалів пухких порід в необхідних об'ємах можливо здійснювати з використанням наявних транспортних комунікацій і відвального устаткування без особливих труднощів.

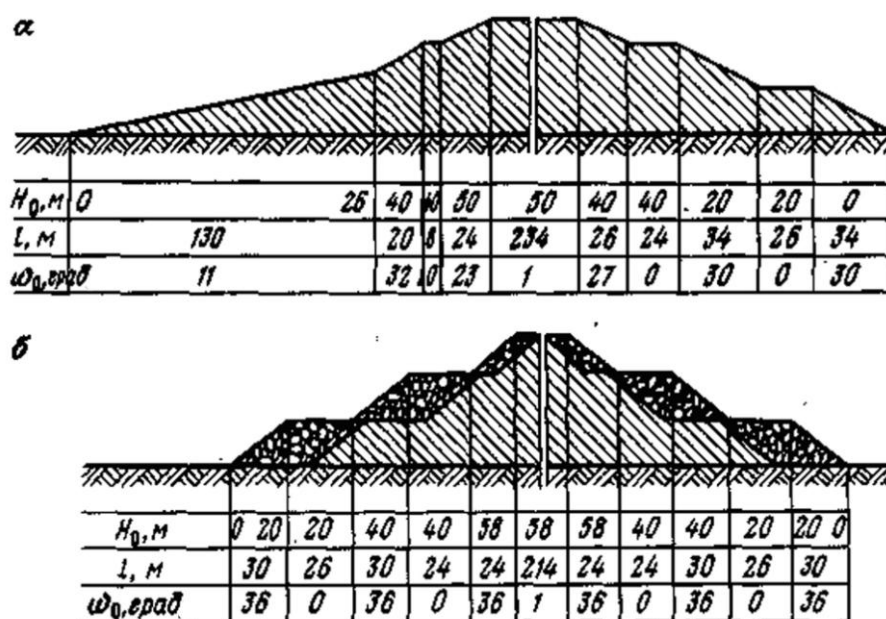


Рисунок 4.6 – Схема відсіпання пухких порід у зовнішні відвали: а – зсув на Північному відвалі НКГЗК; б – зміцнення укосів відвальних ярусів привантаження зі скельних порід

З рис. 4.6 видно, що своєчасне розміщення на схилах Північного відвалу НКГЗК привантаження зі скельних порід запобігло б утворенню зсуву і сприяло б збереженню від додаткової порушеності 7,8 га прилеглих земель. Слід зазначити, що підвищення стійкості кута укосів відвальних ярусів дозволяє складувати додаткові об'єми порід на тій же площі з деяким збільшенням висоти відвалу. Крім того, надлишки пухких порід можна укладати на схили відвалів скельних порід для утворення ґрунтового покриву.

Відновлювати ґрунтовий покрив на схилах скельних порід слід без ускладнення технології відвалоутворення з урахуванням параметрів відвалу, фізико-механічних властивостей порід розкриву і потенційно-родючих порід, типу відвального устаткування. При складуванні скельних порід відбувається сегрегація їх по схилу відвалів з накопиченням великих кусків в основі. Кут укосу зменшується зверху вниз і стає менше кута внутрішнього тертя порід біля основи.

4.3 Розміщення ділянок гірничотранспортної системи вугільних кар'єрів та відвалів порід розкриву

За пропозицією ДП “Гіпрококс” інститутом з проектування гірничих підприємств НГУ в 2013 р розпочато першу стадію проектування металургійного виробництва з виготовлення на спеціалізованому підприємстві поблизу залізничної станції Гусарівка металізованих окатишів. Сировина буде доставлятися залізницею з Кривбасу, паливо – з Ново-Дмитрівського кар'єру. Його виробнича потужність передбачена на рівні 3 млн. т. Оскільки велика потужність порід розкриву на цьому родовищі передбачає строк будівництва кар'єру не менше 3 – 4 років, альтернативою до скорочення терміну постачання вугілля може бути прийняте Бантишевське родовище. Степківське і Берекське можуть бути задіяні у більш віддаленій перспективі.

Поряд з використанням діючих залізничних і автомобільних доріг, з метою суттєвого скорочення відстані перевезень, інститутом “Проммеханізація” пропонується будівництво нових транспортних комунікацій, у т.ч. і канатні дороги для транспортування вугілля до ст. Гусарівка (рис. 4.7). Нова система зв'язку допоможе поєднати постачальні й переробне підприємство у єдиній схемі, зменшити пору-

шення докільця смугами наземних доріг і автоматизувати транспортне господарство, виключивши значну частину обслуговуючого персоналу.

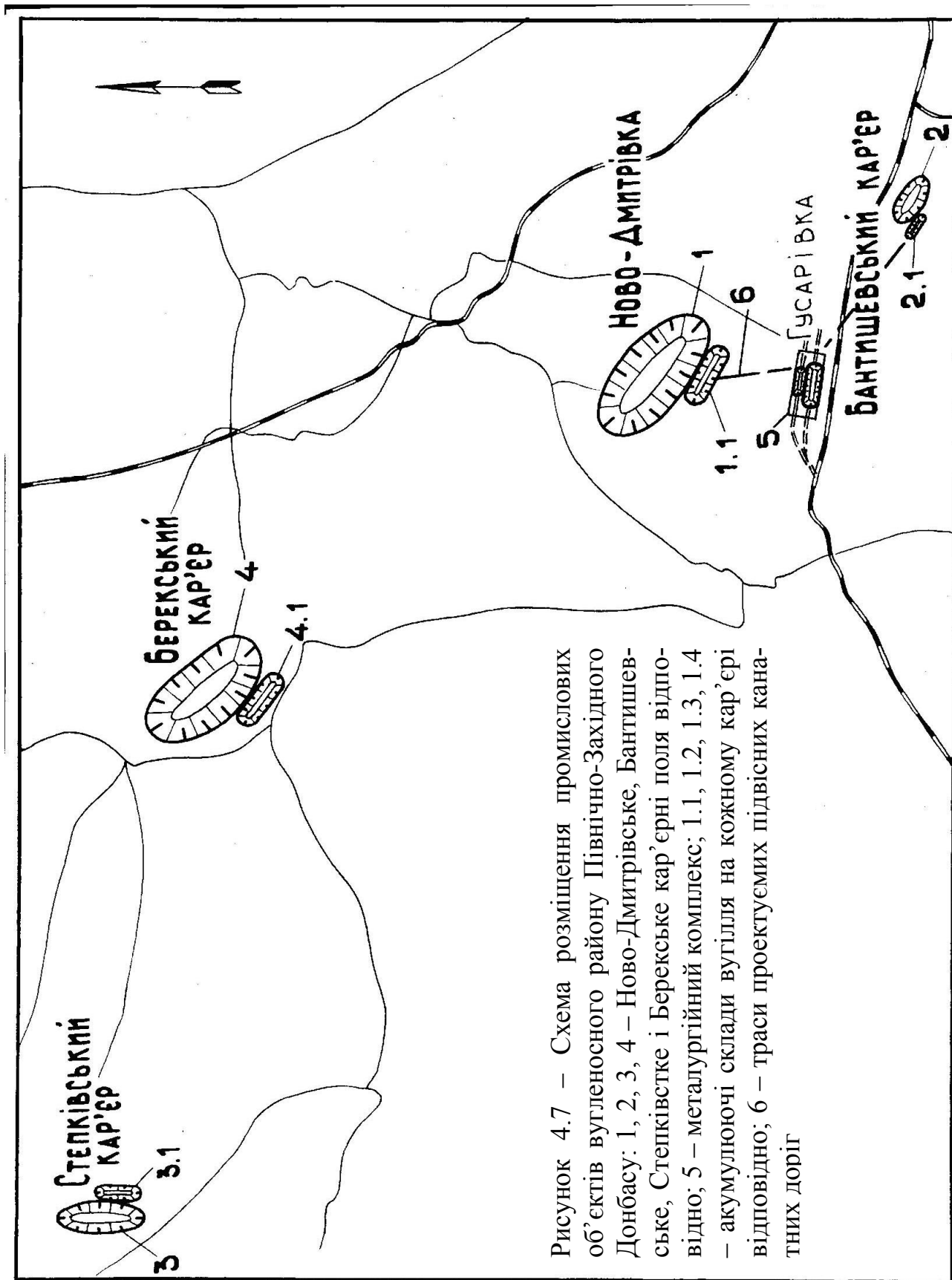


Рисунок 4.7 – Схема розміщення промислових об'єктів вугленосного району Північно-Західного Донбасу: 1, 2, 3, 4 – Ново-Дмитрівське, Бантешівське, Степківське і Берекське кар'єрні поля відповідно; 5 – металургійний комплекс; 1.1, 1.2, 1.3, 1.4 – акумулюючі склади вугілля на кожному кар'єрі відповідно; 6 – траси проектуємих підвісних каналів доріг

З метою налагодження безперервної роботи комплексу на кожному підприємстві необхідно побудувати компенсаційні накопичувальні вугільні склади. Місце їх знаходження планується виконати поряд з кожним кар'єром. Ємність складів, відповідно до Правил технічної експлуатації, повинна бути не меншою за трьохдобову продуктивність підприємства. Для механізації приймально-навантажувальних робіт приймаються прямі мехлопати ЕКГ-5А – по одній на кожен склад. Конструкція навантажувальних і розвантажувальних пунктів буде обґрунтована на протязі заключного етапу досліджень у 2013 році.

Аналіз ведення розкривних робіт на Бантишевському, Степківському і Берекському родовищах показує, що у період будівництва пусті породи будуть складуватися у зовнішніх відвалах впритул до одного із торців кар'єру. Подальше посування добувних робіт буде супроводжуватися складування порід розкриву хребтовими відвальними західками у виробленому просторі. З метою рекультивації відпрацьованих ділянок кар'єрів бульдозерами верхівки відвальних західок зрізаються і плануються. При цьому наявність кантатних доріг дозволяє завантажити їх холосту гілку відходами спаленого вугілля на металургійному комплексі біля ст. Гусарівка і використати у процесі рекультивації виробленого простору кар'єрів.

Згідно діючого законодавства відновлення порушеної земної поверхні буде спрямовано на створення орних угідь замість заболочених. Остатня ємність кар'єрів у кінцевому полі може бути використана під будівництво водоймища. Система таких водоймищ дозволить селективно розміщувати водні ресурси відповідно до їх засолення. У першу чергу це стосується Ново-Дмитрівського кар'єру, де глибокі горизонти вміщують розсоли і скидання їх до прісних водоймищ заборонено.

Наведені роботи супроводжуються значними обсягами виймання порід розкриву. Для їх використання у якості попутних корисних копалин поряд з бурим вугіллям потрібно провести до розвідку вивчаємих родовищ, у першу чергу – Бантишевського. Це дозволить взяти на баланс певну частину різнотипових корисних копалин і провести їх техніко-економічну оцінку в процесі проектування розробки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля.

ВИСНОВКИ

1. На підставі проведених пошуково-розвідувальних робіт на Бантишевському, Степківському і Берекському родовищах бурого вугілля встановлено доцільність виконання подальших етапів обґрунтування їх промислового освоєння. Отримані дані дозволяють дати лише загальну оцінку цих родовищ, що не є достатнім для їх повної промислової економічної оцінки – розробки ТЕО постійних кондицій та підрахунку запасів за промисловими категоріями. Для більш детального дослідження групи родовищ потрібен незначний, але достатній обсяг пошуково-оцінювальних робіт.

2. Виконано прогнозування об'ємів виробництва вугілля і порід розкриву на розглядаємих родовищах. Встановлено, що річна продуктивність з видобування вугілля становить для Бантишевського родовища 0,5 млн. т; Берекського – 2,7 млн. т, Степківського – 1 млн. т при середньому коефіцієнті розкриву 1,09; 28,4; 8,8 м³/м³ і терміну експлуатації 22, 62 і 25 років відповідно.

3. Встановлено, що на близьку перспективу доцільно ввести до експлуатації Ново-Дмитрівське родовище з промисловими запасами 390 млн. т і середнім коефіцієнтом розкриву 4 м³/т. Для підтримки його продуктивності та на період будівництва в першу чергу слід розробляти Бантишевське родовище бурого вугілля. Берекське і Степківське родовища будуть задіяні у міру дорозвідки і служитимуть підставою для нарощування продуктивності паливно-енергетичного комплексу у майбутньому.

4. Вивчена технологічна характеристика виймально-навантажувальних робіт. Розроблено методику, на підставі якої визначені технологічні показники типу обладнання, яке можливо застосовувати при розробці м'яких порід: тракторне, гідравлічне, одноківшевих і багатоківшевих екскаваторів та шнекобурової техніки. Обґрунтована їх виробнича продуктивність та умови застосування.

5. Обґрунтовані вимоги правил безпеки та експлуатації в умовах розробки м'яких порід і бурого вугілля бульдозерами, драглайнами і роторними комплексами.

Передбачено розташування порід розкриття в період будівництва кар'єрів у зовнішніх відвалах, а у подальшому у внутрішніх.

6. Згідно з попередніми даними геологічної розвідки встановлені основні показники з параметрів розкриття і системи розробки кожного з розглядаємих родовищ. На всіх кар'єрах добувні роботи доцільно вести драглайнами ЕШ-6/45 у комплексі з автосамоскидами МоАЗ-7505 вантажністю 23 т. Добуте вугілля складується у тимчасових ємностях на борту кар'єрів у обсязі 50 – 100 тис. м³. Відстань перевезення вугілля до складу не перевищує у середньому 1,5 км. Висота добувних уступів 17 – 20 м. Ширина виймальних західок 40 – 50 м. Відстань до ст. Гусарівка, де планується будівництво підприємства з переробки залізорудної сировини, по існуючим транспортним комунікаціям 10,7; 82,6 і 41 км відповідно для Бантишевського, Степківського і Берекського кар'єрів. Середня довжина фронту добувних робіт для них 650, 500 і 2360 м. Швидкість їх посування 30,5; 91,2 і 163,4 м/рік.

7. Породи розкриття рекомендується виймати драглайнами ЕШ-6/45 (Бантишевський к-р) і ЕРГ-1600 (Берекський к-р). Річна продуктивність по породам розкриття відповідно становить 1,7; 9,0 і 20,5 млн. м³. Для кожного з кар'єрів кількість їх становить по дві одиниці. Кількість автосамоскидів коливається у межах від 4 – 5 (Бантишевський к-р) до 10 на Берекському кар'єрі. Застосування драглайнів дозволить побудувати кар'єри за 0,5; 2,7 і 3,5 роки відповідно.

8. Розглянуті технологічні схеми будівництва відвалів, які рекомендується відсипати двома ярусами уздовж торця кожного з кар'єрів. Висота кожного з відвальних ярусів 10 м. Ширина автодоріг по 15 м з двома виїздами з відвалу. Планування розвантаженої породи передбачено бульдозерами. Раціональна гірничотранспортна система передбачає використання транспортних засобів для перевезення вугілля на ст. Гусарівку і золи – зворотному напрямку.

9. Обґрунтовані параметри схем відсипки внутрішніх відвалів з подальшою рекультивацією у сільськогосподарському напрямку. Залишкову траншею рекомендується облаштувати у водоймище на кожному із кар'єрів.

10. Розробка вугілля на Бантишевському родовищі дозволить у короткий термін побудувати кар'єр і використати його у якості ділянки першої черги для будів-

ництва і експлуатації потужного вугледобувного Ново-Дмитрівського комплексу. Попередні висновки щодо Берекського і Степківського родовищ свідчать про їх невисокі технологічні і технічні показники, на підставі чого можна стверджувати про їх передчасне освоєння у промислових масштабах на близький термін розвитку вітчизняної енергетики.

11. Розкривні роботи супроводжуються значними обсягами виймання порід розкриву. Для їх використання у якості попутних корисних копалин поряд з бурим вугіллям потрібно провести дорозвідку вивчаємих родовищ, у першу чергу – Бантишевського. Це дозволить взяти на баланс певну частину різнотипових корисних копалин і провести їх техніко-економічну оцінку в процесі проектування розробки Ново-Дмитрівського родовища бурого вугілля.

12. Розробка засобів попередження порушення та відновлення земельних площ в контурах розглядаємих кар'єрів, та техніко-економічне обґрунтування їх освоєння будуть розглянуті при виконанні завершального етапу досліджень по темі у 2013 році.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Отчет о детальной разведке Ново-Дмитровского месторождения бурого угля [Текст]: отчет о НИР / Фонды треста “Артемгеология”. – Славянск, 1972. – 263 с.
2. Проект на поиски бурых углей на Ново-Дмитровском и Берекском участках [Текст] / Фонды треста “Артемгеология”; рук. И.Л. Сафронов. – Славянск, 1965. – 176 с.
3. Сафронов И.Л. Закономерности угленакопления в палеоген-неогеновых отложениях на территории северо-западных окраин Донбасса [Текст]: дис. ...канд. геол.-мин. наук / Сафронов Игорь Леонидович. – Дн-ск., 1970. – 174 с.
4. Бизов В.Ф. Відкриті гірничі роботи [Текст]: підруч. / В.Ф. Бизов, А.Ю. Дриженко. – Кр. Ріг: КТУ, 2004. – Т. XIII. – 341 с.
5. Томаков П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ / П.И. Томаков, И.К. Наумов. – М.: МГИ, 1992. – 464 с.
6. Нурок Г.А. Гидромеханизация открытых разработок / Г.А. Нурок. – М.: Недра, 1970. – 584 с.
7. Дриженко, А.Ю. (2011) *Карьерные технологические горнотранспортные системы*. Днепропетровск:НГУ.
8. Открытые горные работы [Текст]: справ. / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 500 с.
9. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. – Л.: Минчермет СССР, 1986. – 264 с.
10. Правила безпеки при розробці родовищ корисних копалин на кар'єрах. – К.: Норматив, 1994. – 184 с.
11. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. – М.: Минуглепром СССР, 1986. – 126 с.
12. Розробка нових технологій комплексного освоєння унікального буровугільного родовища для створення потужного паливно енергетичного комплексу: звіт по НДР ГП-432 (заключ.) / Державний ВНЗ “НГУ”; керів. А.Ю. Дриженко. – ДР0109U002812. – Дн-ськ, 2010. – 108 с.

13. Дриженко А.Ю. Открытая разработка железных руд Украины: состояние и пути совершенствования [Текст]: моногр. / А.Ю. Дриженко, Г.В. Козенко, А.А. Рыкус; под. ред. А.Ю. Дриженко. – Д.: НГУ, 2009. – 452 с.

14. Новожилов М.Г. Открытые горные работы [Текст]: учеб. / М.Г. Новожилов. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 462 с.

15. Русский И.И. Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах [Текст] / И.И. Русский. – М.: Недра, 1979. – 221 с.

16. Дриженко А.Ю. Восстановление земель при открытых разработках [Текст] / А.Ю. Дриженко. – М.: Недра, 1985. – 240 с.

17. Ржевский В.В. открытые горные работы [Текст]: учеб. / В.В. Ржевский. – М.: Недра, 1985. – 509 с.



ЗАТВЕРДЖУЮ

Заст. головного інженера
інституту з проектування
підприємств коксохімічної
промисловості «Гіпрокок»

С.П. Федак

16 08 2012 р.

Акт

використання інститутом «Гіпрокок» матеріалів дисертаційної роботи Шустова О.О. «Обґрунтування параметрів розкриття і підготовки до експлуатації глибоких буровугільних родовищ України»

Даним Актом підтверджується, що при виконанні «Техніко-економічного обґрунтування розробки Ново-Дмитрівського буровугільного родовища» були використані наступні матеріали дисертаційної роботи Шустова О.О.

1. На основі моделювання геофільтраційних процесів у водоносних горизонтах родовища встановлені об'єми водопритоків до кар'єру в залежності від глибини розробки. Розкриття обводненої частини уступів рекомендовано здійснювати за допомогою земснарядів типу 500-60 МН. Застосування запропонованої технологічної схеми дозволяє відмовитись від консервації на дні кар'єру охоронного цілика об'ємом 90 млн. м³ та зменшити витрати електроенергії на видалення дренажної води обсягом 60 МВт/р.

2. Для виконання виймально-навантажувальних робіт прийняті драглайни ЕШ-20/90 у комплексі з бункерами-перевантажувачами, стрічковими конвеєрами та відвалоутворювачами. Технологія розробки родовища передбачає використання драглайна і стрічкового конвеєра при розробці осушеного масиву уступами висотою 60 м шляхом поділу їх на три підступа. Це дозволяє повністю використати технічні можливості гірничотранспортного обладнання, збільшити кут укосу робочого борту до 30° і перенести на заключний період експлуатації кар'єра до 6 – 7 млн. м³/рік гірничої маси.

Головний інженер проектів

А.А. Цимбал

Начальник техвідділу

С.В. Боровок

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ №3

засідання секції науково-технічної ради за науковим напрямком
 "Прогресивні технології видобутку і переробки корисних копалин"
 Державного вищого навчального закладу
 "Національний гірничий університет"

м. Дніпропетровськ

30 листопада 2012 р.

ПОРЯДОК ДЕННИЙ: розгляд звітів за результатами виконаних у 2012 році науково-дослідних робіт за рахунок бюджетного фінансування.

ПРИСУТНІ: голова секції перший проректор НГУ, зав. кафедри збагачення корисних копалин, д-р техн. наук, проф. Пілов П.І.; заступник голови секції, зав. кафедри підземної розробки родовищ, д-р техн. наук, проф. Бондаренко В.І.; проректор з міжнародних зв'язків, зав. кафедри геомеханіки, д-р техн. наук, проф. Шашенко О.М., декан гірничого факультету, д-р техн. наук, проф. Бузило В.І., вчений секретар секції доцент каф. збагачення корисних копалин, канд. техн. наук Тюрю Ю.І.; зав. кафедри аерології та охорони праці, д-р техн. наук, проф. Голінько В.І.; проф. кафедри відкритих гірничих робіт.

СЛУХАЛИ: повідомлення наукового керівника, докт. техн. наук, проф. Дриженка А.Ю. про результати виконання роботи ГП-442 "Науково-технічні основи відкритої розробки нових буровугільних родовищ над сольовими штоками (Північно-Західний Донбас).

В ході обговорення звіту виконавцям теми були поставлені запитання, на які вони дали вичерпні відповіді.

УХВАЛИЛИ:

1. Робота виконана відповідно до календарного плану і технічного завдання у повному обсязі.

2. Виконана робота є прикладною.

3. Основні наукові результати:

– обґрунтовані технологічні схеми комплексної механізації розкривних робіт. На першому етапі породи розкриву виймаються екскаваторами ЕШ-6/45 і складуються на північно-західному борті кар'єрів. Річна продуктивність і середній коефіцієнт розкриву на протязі основного періоду експлуатації відповідно до означених вище кар'єрів становить 0,5; 1,0 і 2,7 млн. т/р.

– добування вугілля на всіх кар'єрах доцільно вести двома драглайнами ЕШ-6/45. Породи розкриву на Степківському кар'єрі обґрунтовано виконувати двома роторними екскаваторами ЕРГ-400 у комбінації з автосамоскидами БілаЗ-75503 з гідромеханічною передачею, на Берекському кар'єрі – відповідно двома екскаваторами ЕРГ-1600/40 у комбінації зі стрічковими конвеєрами і відвалоутворювачами ОШР-5000/190.

– фронт гірничих робіт у середньому становить 650, 500 і 2360 м. Швидкість його посування 30,5; 91,2 і 163,4 м/рік відповідно. Термін підготовки кар'єрів до експлуатації 0,5; 2,7 та 3,5 роки.

– найліпша якість бурого вугілля характерна для верхнього пласта

Бантешевського родовища: вміст золи 15,1 – 23,6%; загальна сірка 1,6 – 1,8; вихід летючих 56,3 – 80%; теплота згорання 5733 – 7565 ккал/кг.; вихід бітумів від 5 – 6 до 7 – 11%; вміст воску в бітумі бензольного екстракту 70 – 78%, смол 22 – 29%. Вихід смоли 12,1 – 17,5%. Запаси бітуму 42 тис. т.

– опубліковано 1 монографію “Открытые горные работы” у співавторстві з проф. В.Ф. Бизовим, 10 статей, в т.ч. 1 в “Горном журнале” (Россия), а також 2 роботи з аспірантами. Доповідь аспіранта О.О. Шустова у Санкт-Петербурзі відмічена Премією 1-го ступеня.

– оформлено 6 заявок на патенти з аспірантами, 4 з яких вже отримали позитивне рішення;

4. Результати наукових досліджень відповідають світовому рівню в напрямку розробки нових технологічних рішень по освоєнню унікального комплексного родовища та створення на його базі потужного паливно-енергетичного комплексу.

5. Матеріали звіту не містять відомостей, що складають державну таємницю.

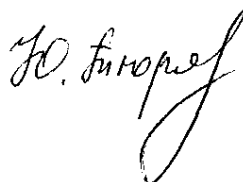
6. Затвердити проміжний науковий звіт по темі “Науково-технічні основи відкритої розробки нових буровугільних родовищ над сольовими штоками (Північно-Західний Донбас).

Голова секції,
д-р техн. наук, проф.



П.І. Пілов

Вчений секретар секції,
канд. техн. наук, доц.



Ю.І. Тюря

ДОДАТОК В

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛА №14
Засідання кафедри відкритих гірничих робіт
Державного вищого навчального закладу
«Національний гірничий університет»

м. Дніпропетровськ

"12" грудня 2012 р.

БУЛИ ПРИСУТНІ: зав. кафедри, д.т.н., проф. Гуменик І.Л., зам. зав. кафедри, проф. Пчолкін Г.Д., секретар кафедри Іващенко Ю.П., д.т.н., проф. Дриженко А.Ю., д.т.н., д.т.н., к.т.н., проф. Корсунський Г.Я., к.т.н., проф. Панченко В.В., к.т.н., доц. Несвітайло М.В., к.т.н., доц. Маєвський А.М., к.т.н., доц. Лягутко А.С. та інш.

СЛУХАЛИ: повідомлення наукового керівника д.т.н., проф. Дриженка А.Ю. про результати досліджень по темі ГП-442 "Науково-технічні основи відкритої розробки нових буровугільних родовищ над сольовими штоками (Північно-Західний Донбас).

ВИСТУПИЛИ: к.т.н., проф. Пчолкін Г.Д., к.т.н., ас. Анісімов О.О., які відзначили наукове й практичне значення НДР, її актуальність і новизну, суттєві результати, що полягають у розробці нових технологій освоєння Бантишевського, Степківського і Берекського родовищ.

Виступаючі запропонували звіт схвалити й рекомендувати до затвердження.
УХВАЛИЛИ:

1. Вважати, що робота виконана в повному обсязі, відповідно до ТЗ і календарного плану.

2. Основні наукові результати включають: виконано прогнозування об'ємів виробництва вугілля і порід розкриву на розглядаємих родовищах. Встановлено, що річна продуктивність з видобування вугілля становить для Бантишевського родовища 0,5 млн. т; Берекського – 2,7 млн. т, Степківського – 1 млн. т при середньому коефіцієнті розкриву 1,09; 28,4; 8,8 м³/м³ і терміну експлуатації 22, 62 і 25 років відповідно. Згідно з попередніми даними геологічної розвідки встановлені основні показники з параметрів розкриття і системи розробки кожного з розглядаємих родовищ.

3. Робота відповідає технічному рівню вітчизняних і закордонних розробок, виконана на високому науковому рівні, має теоретичне й практичне значення.

4. Матеріали звіту не містять відомості, які можуть бути предметом винаходу й не є Державною таємницею.

5. Звіт по темі схвалити, рекомендувати до затвердження.

Зав. кафедрою ВГР,
д.т.н., проф.




І.Л. Гуменик

Секретар каф. ВГР

Ю.П. Іващенко